E 1433

REVISTA MINELOR

1

IANUARIE

1965

BUCUREŞTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 1—48

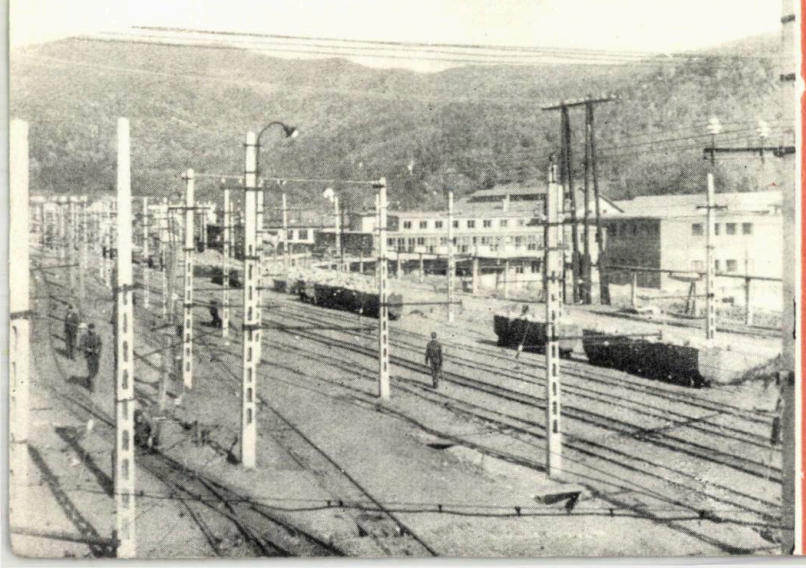
M.M.E.E.

D.G.C.

Trustul minier MUNTENIA Ploiești

E. M. CEPTURA : Stație sortare — însilozare

E. M. FILIPEȘTI : Triajul Palanga cu vedere spre complexul social



Livrează prin unitățile sale :

Produse de lignit STAS 1317/54 ; 1316/55 ; 5499/57

- lignit sort 0 — 30 mm
- lignit sort 0 — 700 mm
- lignit sort 30 — 350 mm
- lignit sort 30 — 700 mm

Produse de sare:

■ SARE COMESTIBILĂ STAS 1465/58:

- sare bulgări de 5—50 kg
- sare uruială în granulație de 2—4 mm ambalată în saci de 50 kg și vrac
- sare măruntă iodată în granulație de 0—2 mm ambalată în saci de 50 kg
- sare fină iodată în granulație de 0,3—1 mm ambalată în pachete de 1 kg

■ SARE INDUSTRIALĂ NEAMBALATĂ DE DIFERITE SORTIMENTE STAS 2906/51

Comenzile se primesc de către .

TRUSTUL MINIER „MUNTENIA"

STR. N. BĂLCESCU Nr. 19, PLOIEȘTI

E 1433

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

CUPRINS

SIPICEANU, M., RĂDULESCU, D. și IURAȘCU, N. Consolidarea și impermeabilizarea prin injecții a unor nisipuri și bolovănișuri acvifere. 1—9

PEROV, V. A. și JUDE ELVIRA. Măcinarea în morile cu bile cu regim non-cataracting. 9—12

LUCA MARIUS AL. C. Cu privire la relațiile utilizate în industria minieră pentru calculul normelor de muncă. 13—22

GROU, I. și TULLIU, D. Epurarea apelor reziduale din instalațiile de preparare (II). 23—28

PANAIT, D. Noi variante ale metodei de exploatare cu înmagazinare. 28—32

SECARĂ, GH., PAUL, E., ZAMFIR, V. și FLOREA, A. Bazele determinării prin calcule a relației de dependență dintre înălțimea de cădere a coliviei și coeficientul de impact. 32—36

NOTE

FIWEG, M. P. Zăcăminte de potasiu din Uniunea Sovietică (I). 37—40

*** Cîteva considerații asupra limitei de explozivitate a prafului de cărbune 40—41

DIN ACTIVITATEA ÎNTREPRINDERILOR

*** Consfătuire cu inovatorii exploatărilor miniere din cadrul Trustului minier Baia Mare. 42

CRONICA

Din istoria mineritului romînesc

DAMASCHIN, GH. Legislațiile miniere din perioada 1859—1948 și influența lor asupra dezvoltării industriei carbonifere din Romînia (I). 43—46

RECENZII 46—47

DOCUMENTARE 47—48

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

Revista Minelor, organ al Ministerului Minelor și Energiei Electrice și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. (CNIT). Redacția : București, Strada Sfîntul Ion Nou nr. 33, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon 21.26.03. Administrația : IPROMIN București, Calea Victoriei nr. 109. Raionul 30 Decembrie. Telefon 13.26.45. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament : IPROMIN — Publicațiile Tehnice M.M.E.E., cont 04002014 B. I. Filiala București. Tarif pentru întreprinderi lei 100 anual. Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri lei 30 anual. Prețul unui exemplar lei 5. Tiparul : Întreprinderea Poligrafică „INFORMAȚIA", București c. 4638

OROSZLÁNOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS KÉZIKÖNYV 1883

Consolidarea și impermeabilizarea prin injecții a unor nisipuri și bolovănișuri acvifere pentru traversarea lor cu o galerie de 6,5 m diametru

Ing. *M. SIPICEANU*, ing. *D. RĂDULESCU* și ing. *N. IURAȘCU*

Construcția hidrocentralei de pe valea Argeșului impune realizarea unui volum important de lucrări subterane — galerii și tunele, în lungime totală de aproape 40 km, necesare conducerii apelor captate spre lacul de acumulare, sau restituirii lor în albia Argeșului prin galeria de fugă.

Executarea acestor lucrări a pus numeroase probleme tehnice, legate de proiectarea și execuția unor tronsoane de galerii care străbat formațiuni cu condițiile geologice speciale, impunînd metode noi de tratare a rocilor, pentru a putea fi excavate și betonate.

Una din aceste probleme a constituit-o traversarea de către galeria de fugă, în partea ei finală, a văii Varnița, cu caracter pronunțat torențial și ale cărei aluviuni acvifere coboară pînă la tavanul galeriei.

Albia Varniței, cu o lățime de circa 120 m, are o direcție de curgere perpendiculară pe axul galeriei. Condițiile geologice, hidrogeologice și geotehnice din valea Varnița, stabilite prin cinci foraje mecanice și două puțuri, au indicat că :

— axul galeriei se situează la circa 26 m sub albia rîului Varnița ;

— materialul de deasupra galeriei este constituit dintr-un strat gros aluvionar, care coboară pînă la distanța de 0,9 m de la tavanul acesteia, grosimea scăzînd treptat către cei doi versanți ai văii (fig. 1).

Aluviunile constituite din bolovănișuri (la baza stratului există blocuri de 0.5—0,6 m), pietrișuri și nisipuri, sînt lipsite de coeziune și îmbibate cu apă.

Coeficientul de permeabilitate a aluviunilor, determinat prin pompaj dintr-un puț situat pe traseul galeriei de fugă, a fost de : $K_i = 180$ m/24 h.

Totodată s-a măsurat permeabilitatea aluviunilor și prin țevi bătute cu soneta cu diametrul de 61 mm, obținîndu-se pentru trei țevi notate KI_{2-4} (control inițial) următoarele date :

$$KI_2 \ldots q_i = 2{,}20 \text{ l/s/m};$$
$$KI_3 \ldots q_i = 1{,}04 \text{ l/s/m};$$
$$KI_4 \ldots q_i = 2{,}00 \text{ l/s/m}.$$

De asemenea, permeabilitatea măsurată în cele cinci foraje de studii a arătat sistematic, pe toate tronsoanele, o permeabilitate :

$$q_i > 2 \text{ l/s/m}.$$

Grosimea pînzei acvifere este de circa 15 m, iar în perioadele cu precipitații mari, datorită bazinului de recepție important al văii și a permeabilității ridicate a aluviunilor, nivelul hidrostatic ajunge pînă la suprafață.

Această pînză de apă a constituit un rezervor permanent deasupra nivelului galeriei. În plus, datorită caracterului torențial în timpul viiturilor,

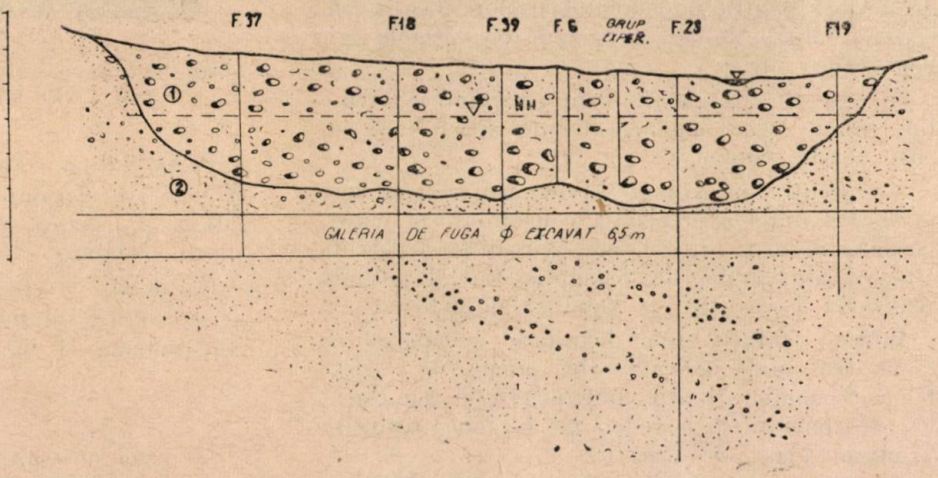


Fig. 1. Profil longitudinal cu lucrările de studii din valea Varnița :
1 — aluviuni, bolovănișuri și pietriș ; 2 — nisipuri helvețiene cu orizonturi de pietrișuri

albia pîrîului, pe o lățime de cîțiva zeci de metri, este acoperită cu apă.

Sub aluviuni s-au întîlnit nisipuri helveține avînd 32—83% nisip, 13—54% praf, 3—14% argile, care constituie roca de bază și în masa cărora apar frecvente intercalații de pietrișuri și bolovănișuri.

Materialul este caracterizat printr-o coeziune redusă, iar partea superioară a acestuia, la contactul cu aluviunile, este dezagregată, datorită antrenării fracțiunii fine. De asemenea, s-au pus în evidență falii în nisipurile rocii de bază cu deschidere de 15—30 cm, de-a lungul cărora se produce infiltrarea apei din aluviuni în adîncime.

Nisipurile helveține, stabilite în stare uscată sau la umiditate redusă, în contact cu apa își reduc coeziunea pînă la o anulare completă, iar sub efectul unui curent de apă, se produce o antrenare a particulelor fine.

Viteza de desfacere în apă, determinată în laborator, a fost $v = 22$ cm/min, iar coeziunea după 30 min de la inundare este $c = 0{,}02$ kg/cm^2, în timp ce la umiditatea naturală ea este de $c = 0{,}48$—$0{,}70$ kg/cm^2.

Datorită caracteristicilor menționate, executarea unei galerii cu diametrul excavat de 6,5 m prin metode obișnuite, ar fi dus la surparea lucrării, antrenînd materialul de deasupra și prin infiltrațiile puternice de apă ar fi creat deteriorări importante nu numai în zona de traversare a văii Varnița, ci și în zonele învecinate traversării, care străbat nisipurile helveține, datorită înmuierii și distrugerii coeziunii acestora.

*

Pentru execuția galeriei de fugă sub Varnița, s-au analizat trei soluții posibile de traversare a acestei văi și anume:

— execuția unei conducte în tranșee, soluție neeconomică datorită lucrărilor vaste și costisitoare necesitate de un batardou de închidere cu voal de etanșare pînă la 26 m adîncime, un canal de deviere pentru preluarea debitelor mari, săpături cu taluze de 30° totalizînd 60—70 000 m^3, epuismente etc.;

— execuția în galerie prin congelarea terenului, soluție care impunea utilaje speciale și un cost foarte ridicat:

— execuția în galerie prin metode miniere obișnuite, după o prealabilă consolidare și impermeabilizare prin injecții, atît a rocilor străbătute cît și a aluviunilor de deasupra, făcînd posibilă realizarea excavației în condiții normale.

Întrucît soluția prin injectare a apărut ca fiind cea mai indicată din punct de vedere tehnic-economic, pentru confirmarea ei s-a trecut la experimentarea metodei pe o zonă restrînsă printr-un grup de injecții.

Grupul a constat din șapte foraje, din care șase distribuite în formă de hexagon cu latura de 2,5 m și un foraj central, folosind ca material de injectare o suspensie pe bază de ciment, trasgel și silicat, denumită „AD".

Presiunea de injectare a ajuns pînă la 15 at, iar cantitățile de suspensie au oscilat între 1 390 și 3 180 l/m de foraj. În roca de bază (nisipuri helveține) nu a fost posibilă injectarea de suspensie decît pe falii, datorită permeabilității reduse a acesteia, în timp ce în aluviuni nu s-a ajuns la refuz, absorbția stratului aluvionar fiind mai mare decît cantitățile injectate.

Absorbția redusă în rocă a fost pusă în evidență și prin probele de permeabilitate cu apă executate în foraje.

În consecință a rezultat că aluviunile pot fi consolidate și impermeabilizate prin injecții, în timp ce consolidarea rocii de bază nu se pretează la injectare rămînînd posibilă numai închiderea faliilor.

De asemenea, într-un puț de control, executat ulterior în centrul hexagonului, s-a constatat o rază de difuzare a suspensiei de circa 2 m, legarea prin suspensie a pietrișurilor și bolovănișurilor încît au putut fi prelevate blocuri de 50—60 cm cu aspectul unui beton (fig. 2); în orizonturile nisipoase, difuzarea suspensiei a fost mai redusă. Spre baza stratului aluvionar, consolidarea a fost mai puternică, impunînd pentru excavare dinamitarea materialului.

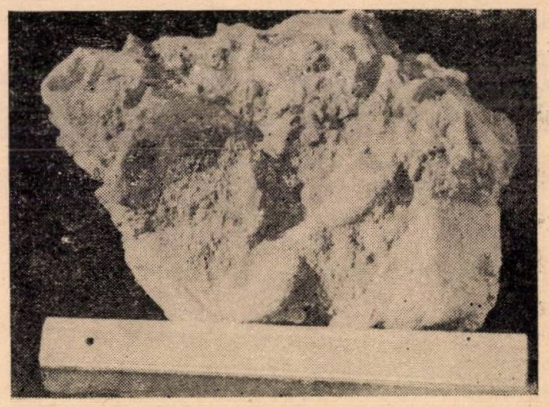


Fig. 2. Aspectul aluviunilor injectate prelevate din puțul de control.

Permeabilitatea stratului injectat a scăzut de la $Q = 3{,}5$ l/s (înainte de injectare), la $Q = 0{,}7$ l/s (după injectare), pentru aceeași denivelare a pînzei acvifere.

Ca urmare a efectelor favorabile ale injectării s-a confirmat soluția de traversare a galeriei după consolidarea și impermeabilizarea aluviunilor.

*

La baza întocmirii proiectului pentru injectare au stat condițiile geologice și hidrogeologice, rezultatele grupului experimental și determinările de laborator pentru fixarea suspensiei. Prin pro-

iect s-au fixat și următoarele elemente de execuție :

a. Caracteristicile geometrice ale zonei de injectat :

— lungimea, 88 m ;

— lățimea, 10,50 m acolo unde grosimea rocii de bază (nisipuri) era mai mare de 5 m peste tavanul galeriei ; 15,50 m pentru o grosime a rocii de bază de sub 5 m de tavanul galeriei ;

— adîncimea — pentru șirurile laterale galeriei, pînă la nivelul diametrului orizontal ; pentru șirurile interioare, adîncimea a fost condiționată de rămînerea unei distanțe de 1 m între capătul forajelor și tavanul galeriei ;

— nivelul superior al injectării : 6 m sub nivelul tavanului, pentru a lăsa un spațiu necesar trecerii apelor subterane.

b. *Amplasarea forajelor*

— distanța dintre foraje pe același șir de 2 m ;

— distanța între șiruri : 2,33 m pentru cele situate aval de axul galeriei (începînd cu al doilea șir) și 2,66 m pentru cele amonte de ax.

Pentru lățimea de 10,50 m au rezultat cinci șiruri de foraj notate cu *A, B, C, D, E*, iar pentru lățimea de 15,50 m — șapte șiruri de foraje notate cu *A', A, B, C, D, E, E'*, (fig. 3).

Distanța mai mare în amonte a fost determinată de curentul subteran, care putea duce la antrenări ale suspensiei injectate spre aval.

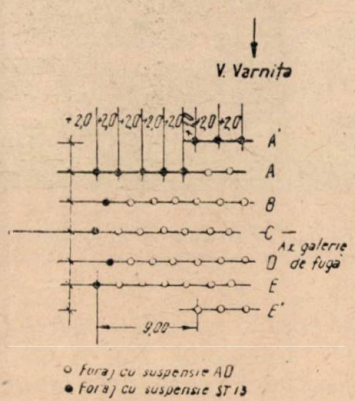


Fig. 3. Detaliu cu amplasarea forajelor de injecții.

c. *Ordinea de execuție*

Datorită curentului subteran care creștea o dată cu micșorarea secțiunii de scurgere, în urma realizării injecțiilor, zona s-a împărțit în patru sectoare cu următoarea ordine în execuție : în prima fază, sectoarele I și II, iar în faza a doua, sectoarele III și IV.

În cadrul fiecărui sector s-a indicat execuția în primul rînd a forajelor de pe șirul amonte și de pe contur, pentru a reduce la maximum posibilitățile de spălare.

d. *Suspensii*

Pentru forajele amonte și laterale, s-a indicat folosirea unei suspensii denumită ST-13, care gelifică imediat după injectare, cu rol de paravan împotriva curentului subteran (fig. 4).

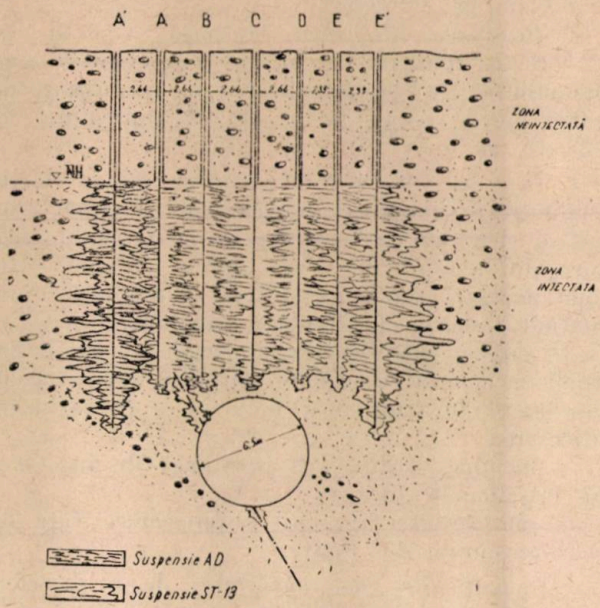


Fig. 4. Secțiune transversală cu distribuția forajelor și efectul injecțiilor.

Compoziția (pentru 1 000 l suspensie) a fost :

— argilă locală	540 kg	(cu analiza granulometrică după figura 5) ;
— sodă calcinată	6 kg ;	
— ciment	135 kg ;	
— trasgel	58 kg ;	
— silicat	8 l/38°Be ;	
— apă	740 l.	

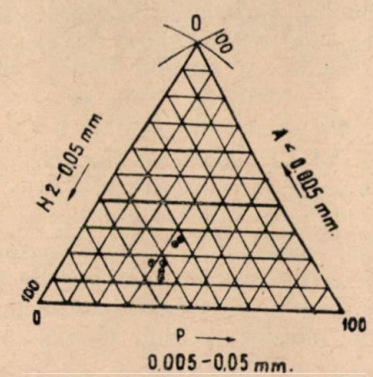


Fig. 5. Diagrama ternară cu analiza granulometrică a argilei locale.

Suspensia denumită AD (pentru restul forajelor), cu rol de impermeabilizare și consolidarea mai puternică a aluviunilor, însă cu un timp

de priză mai lent, a avut pentru 1 000 l compoziția :

— ciment 333 kg ;
— trasgel 16 kg ;
— silicat 8 l ;
— apă 720 l.

Această compoziție a fost verificată și prin determinări de laborator.

e. *Presiunea de lucru* impusă a fost de 12—15 at, condiția de calitate a injecțiilor fiind îndeplinită, fie de introducerea unei cantități de 4 000 l/m de foraj, fie de obținerea presiunii de 12—15 at.

f. *Injectarea* s-a realizat printr-o metodă de introducere a suspensiei în strat sub presiune, executată simultan cu forajul prin montarea la gura forajului a unui dispozitiv „presse-etoupe". Metoda aceasta constituie un brevet romînesc, prezentînd următoarele avantaje esențiale :

— asigură introducerea suspensiei în strat, paralel cu înaintarea capului carotier, astfel că la terminarea forajului este încheiat și procesul de injectare ;

— menține stratul sub presiunea de injectare în tot timpul forării ;

— nu necesită instalații suplimentare față de cele obișnuite de foraj ;

— asigură un cost mai redus decît al celorlalte metode utilizate pînă în prezent în țară.

*

Execuția lucrărilor a avut la bază proiectul menționat și un caiet de sarcini.

Procesul tehnologic pentru execuția lucrărilor de injecții a avut următorul flux : depozitul de materiale, stația de preparare cu malaxoare, pomparea suspensiei și injectarea executată în paralel cu forajul.

Pentru a evita o suprapunere a rețetelor folosite la injectare (suspensie tip ST-13 și AD), s-au realizat două stații de preparare, respectiv o stație centrală, instalată în corpul depozitului de materiale, echipată cu două malaxoare etajate a 1 000 l fiecare și stațiile locale, anexate pe lîngă fiecare instalație de foraj, constînd din cîte un malaxor etajat de 500 l (fig. 6).

Suspensia ST-13, preparată în stația centrală, a fost pompată la unitățile de injectare prin conducte de 2″, cu ajutorul unor pompe Sokolov.

Transportul materialelor pentru suspensia AD s-a făcut de la depozit pînă la locul de preparare, cu vagoneți de-a lungul unei estacade instalată în amonte și în paralel cu zona de injecție (fig. 7 și 8).

Pentru perioada de iarnă cu temperaturi de la —15 la —20° C s-a folosit un boilăr pentru încălzirea apei necesare preparării suspensiei.

Circuitul de injectare a pornit de la malaxor spre pompa sondei, de unde a fost pompat în strat prin interiorul prăjinilor de foraj (fig. 9).

Pentru a împiedica ieșirea suspensiei la suprafață, primii metri ai forajului au fost tubați. La capătul superior al tubajului a fost montat dispozitivul „presse-etoupe", împreună cu un știut

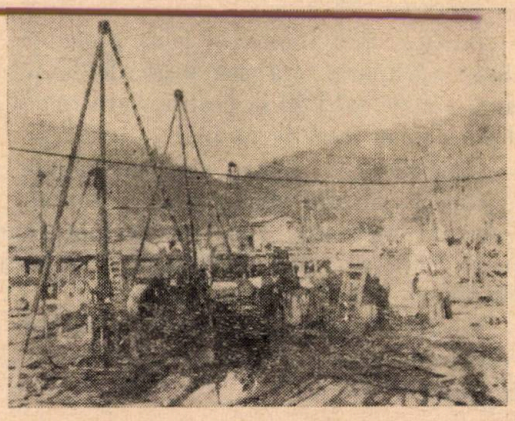


Fig. 6. Ansamblul șantierului de injecție.

(prevăzut cu robinet cana), care permite revenirea în malaxor a suspensiei neprimite de strat. Controlul presiunilor s-a făcut cu ajutorul unui manometru montat la gura forajului.

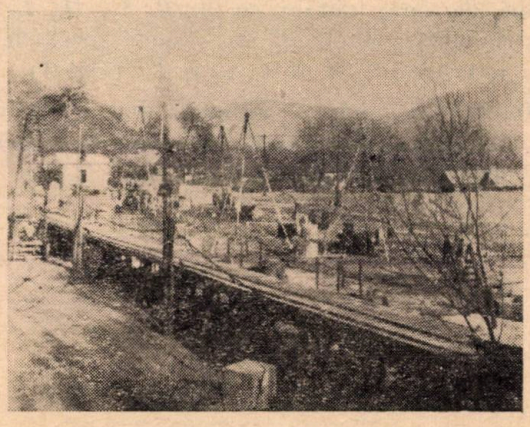


Fig. 7. Privire de ansamblu a unităților de forare-injectare.

Utilajul folosit a constat din sondeze tip KAM-500, utilaj disponibil în timpul lucrării, prevăzute cu pompe, malaxoare etajate de 500 și 1 000 l acționate cu electromotoare de 4,5 kW și pompe Sokolov cu piston, acționate electric, cu debit $q = 3{,}5$ m³/h.

Personalul folosit a constat din :

— muncitori (pentru un schimb) ;

— 1 șef echipă plus doi injectori (la stația centrală de pompare) ;

— 1 șef de schimb, un injector plus un sondor (la fiecare unitate de forare-injectare);

— 1 electrician plus un mecanic de întreținere.

La aceștia se adaugă personalul tehnic de conducere și urmărire a lucrărilor.

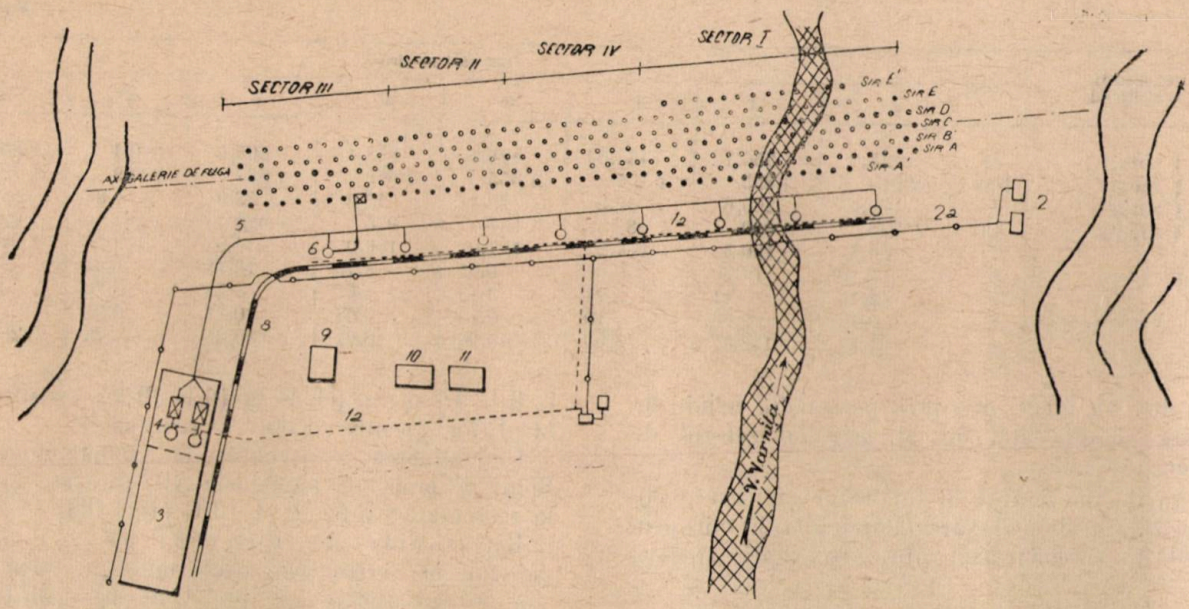


Fig. 8. Schiţa cu distribuţia forajelor şi organizarea şantierului :
1 — puţ pentru alimentare cu apă ; 1a — conductă pentru alimentare cu apă ; 2 — grup electrogen de 18 kW ; 2a — linie de alimentare cu energie electrică ; 3 — depozit de materiale (argilă, ciment, trasgel etc.) ; 4 — staţie centrală de preparare (malaxoare de 1 000 l şi pompe Sokolov) ; 5 — conductă de alimentare cu suspensie ; 6 — malaxor de 500 l ; 7 — instalaţie de foraj pentru injectare ; 8 — linie decauville ; 9 — atelier de întreţinere ; 10 — birou ; 11 — laborator de şantier.

Execuţia lucrărilor de consolidare şi impermeabilizare a fost făcută în perioada septembrie 1961—aprilie 1962.

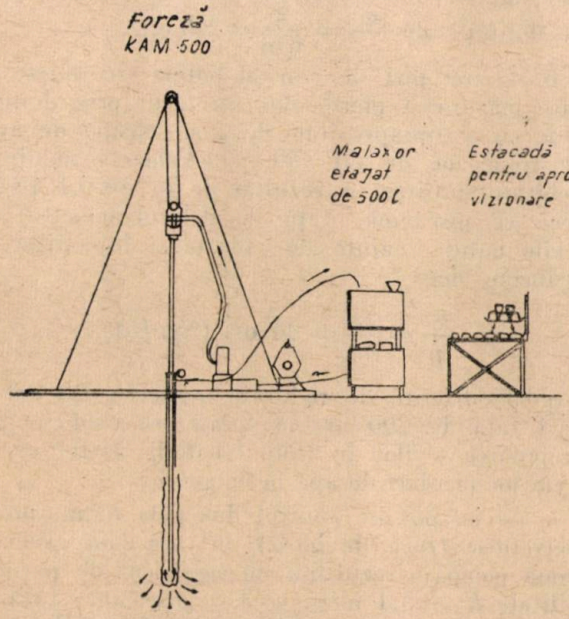


Fig. 9. Secţiune transversală cu instalaţie de forare pentru injectare.

Instalaţiile de forare-injectare au fost repartizate astfel :

Anul	1961				1962			
Luna	IX	X	XI	XII	I	II	III	IV
Numărul de instalaţii	3	10	12	12	6	5	4	4

Volumul lucrărilor de forare a totalizat 3 657 m repartizaţi astfel :

— forare cu tubaj cu diametrul de 89 mm, 1 640 m ;

— forare cu injectare cu diametrul de 61 mm, 2 017m.

Distribuţia metrajului pe cele patru sectoare este redată în tabela 1.

Tabela 1

Sector nr.	Forare cu tubaj	Forare cu injectare	Total, m
I	749	1 085	1 834
II	383	487	870
III	192	257	449
IV	316	188	504

Cantităţile de suspensie ST-13 şi AD şi de materiale injectate pe şirurile menţionate (exprimate în tone) sînt arătate în tabela 2.

Analiza cantităţilor de suspensie intrate în strat pe metru de foraj a arătat (fig. 10 şi 11) :

— cantităţile medii :
  — suspensie AD, 1 792 l/m ;
  — suspensie ST-13, 1 020 l/m ;
— cantităţile maxime :
  — suspensie AD, 4 222 l/m ;
  — suspensie ST-13, 3 540 l/m.

Controlul injecţiilor s-a făcut, atît în timpul execuţiei, cît şi după terminarea lor, cu scopul de a stabili reducerea permeabilităţii şi creşterea gradului de consolidare a materialului.

Tabela 2

Suspensii și materiale		U.M.	Cantități pe șiruri							
			A'	A	B	C	D	E	E'	Total
AD	total	t	125,4	256,1	483,04	428,6	553,4	665,0	340,1	2 851,6
	medie	l/m	2 013	1 825	1 735	1 955	1 660	1 637	2 299	1 792
ST-13	total	t	170,6	260,6	32,3	29,4	12,2	18,9	8,86	532,8
	medie	m	1 323	1 092	1 082	636	925	1 028	1 041	1 020
Ciment		t	64,8	120,5	164,2	147,0	186,0	224,01	113,35	1 019,8
Trasgel		t	11,40	19,20	8,32	6,91	8,70	10,11	5,96	72,60
Silicat		t	2,16	4,11	3,71	3,13	4,67	4,73	2,79	25,30
Sodă		t	0,97	1,56	0,19	0,18	0,07	0,11	0,05	3,13
Argilă		t	91,10	103,27	15,03	15,90	6,61	10,25	4,78	250,94

Controlul s-a făcut, atît prin personalul tehnic de dirijare și urmărire, cît și prin laboratorul de șantier.

Lucrările de control în laborator au fost: controlul duratei de malaxare (impusă la 20 min prin caietul de sarcini), controlul viscozității suspen-

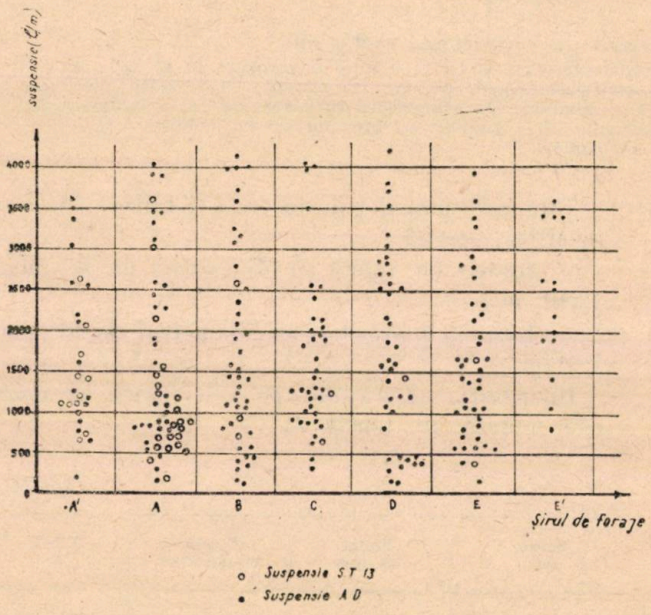


Fig. 10. Cantitatea de suspensie medie, pe metru, injectată în fiecare foraj.

siei ST-13 cu pîlnia tip Marsh (500 cm^3, Ø 10 cm) și cronometru.

Viscozitatea a fost cuprinsă între 4,5—4,9 s fără adaos de silicat de sodiu și 4,8—5,1 s cu adaos de silicat de sodiu (fig. 12).

Controlul calității suspensiei s-a făcut prin prelevarea de probe, menținute sub apă timp de 24 ore, după care s-au făcut observații asupra întăririi cu ajutorul conului Vasiliev (fig. 13).

S-a făcut controlul limitelor de temperatură (12—40°C) a apei pentru prepararea suspensiei în perioada de iarnă.

Determinarea timpului de priză s-a efectuat pe probe experimentale folosind cantități diferite de silicat și trasgel. În urma determinărilor s-au făcut modificări pe parcursul execuției la rețetele de injectare, reducîndu-se cantitatea de silicat de la 8 la 4 l și trasgel de la 16 la 10 kg, iar ulterior la 4 kg (pentru 1 000 l suspensie).

Determinarea rezistenței la compresiune s-a făcut pe probe de suspensie AD, păstrate în apă la temperaturi între 1 și 18°C (fig. 14).

Lucrările de control pe teren au constat în verificarea permeabilității, prin:

a — 14 foraje cu probe de permeabilitate, realizate prin turnări cu denivelare sau în măsurători de debit cu nivel constant la gura forajului, executate prin tubarea succesivă a forajului. Analiza rezultatelor a arătat că cea mai mare parte a valorilor debitului infiltrat q_{final} se grupează între q_f = 0,002 — 0,007 l/s/m. Din totalul măsurătorilor, 10% reprezintă valori $q_f > 0{,}01$ l/s/m. ($q_{f\,max}$ = 0,02 l/s/m), iar 90% reprezintă valori $q_f < 0{,}01$ l/s/m. Față de permeabilitatea inițială q_i = 2 l/s/m, s-a obținut o reducere a permeabilității de $\frac{q_i}{q_f} = \frac{2}{0{,}01} = 200$ ori.

b — trei țevi de control bătute cu soneta la care măsurarea pierderilor s-a făcut prin denivelare, cu o suprapresiune de 2 m coloană de apă, pe tronsoane de cîte 50 cm. Valoarea medie a debitului infiltrat a rezultat de q_f = 0,1 l/s/m, ceea ce înseamnă, față de debitul măsurat în țevile bătute înainte de executarea injecțiilor, o reducere de:

$$\frac{q_i}{q_f} = \frac{2{,}0}{0{,}1} = 20 \text{ ori (fig. 15).}$$

Gradele diferite de reducere, respectiv 20 ori la țevi față de 200 ori la foraje, se explică prin trepidarea țevilor în timpul baterii, astfel că au avut loc pierderi de apă în lungul lor.

c — un puț de control dus pînă în nisipurile helvețiene (roca de bază), în care s-au executat două pompaje rezultînd un coeficient de permeabilitate K_f =3,4 m/zi, ceea ce înseamnă, față de coeficientul de permeabilitate al aluviunilor înainte de injectare, o reducere de:

$$\frac{K_i}{K_f} = \frac{180}{3{,}4} = 53 \text{ ori.}$$

În afara controlului permeabilității pe teren s-a făcut și o verificare a gradului de consolidare pus în evidență prin:

1. Extragerea de carote de suspensie bine întărită între 1—20 cm lungime din cele 14 foraje de

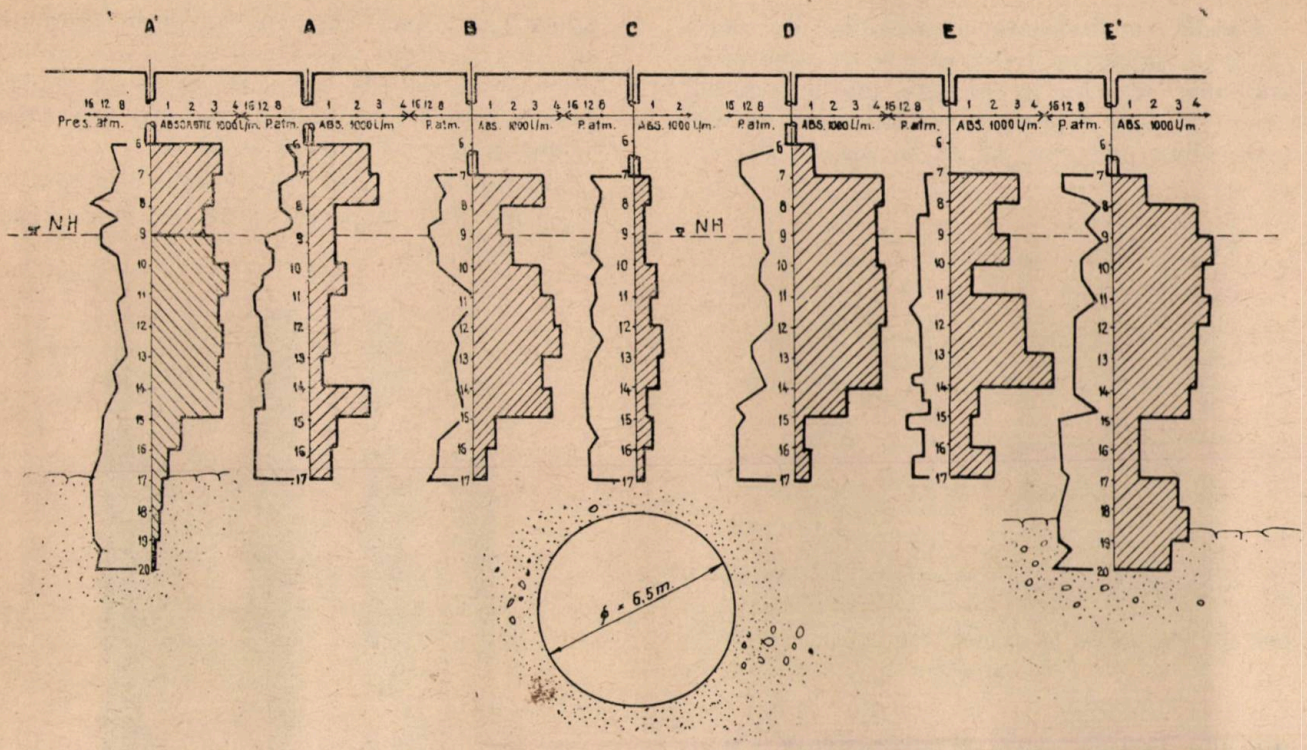


Fig. 11. Profil transversal prin forajele de injecții cu cantitățile prin suspensie absorbite și presiunile de injectare.

control (fig 16). În nisipurile helveține prezența suspensiei a fost întîlnită numai de-a lungul faliilor și fisurilor.

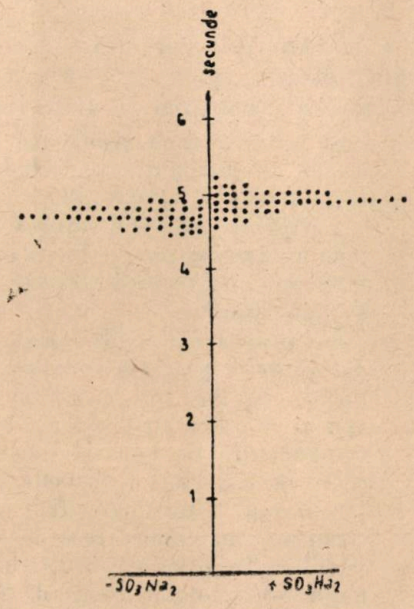


Fig. 12. Viscozitatea suspensiei ST-13 (cu și fără adaos de silicat de sodiu) măsurată cu pîlnia Marsh (47 determinări).

2. Numărul mai mare de lovituri cu berbecul sonetei, pentru aceeași înălțime de cădere, necesară avansării țevilor cu 50 cm, față de numărul de lovituri în aceleași condiții în aluviunile neinjectate. În general, numărul de lovituri a fost dublu.

3. Existența în puțul de control a unui material bine cimentat cu aspect de conglomerat, care a putut fi prelevat sub formă de blocuri de 30—70 cm, alcătuite din nisipuri și pietrișuri puternic legate.

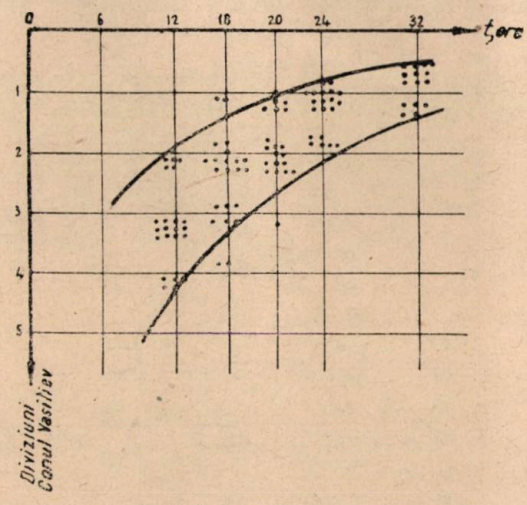


Fig. 13. Întărirea suspensiei AD măsurată cu conuri Vasiliev.

În general, suspensia s-a difuzat în zonele cu granulometrie și permeabilitate mai mare, apărînd ca benzi de 10—30 cm grosime. Spre baza zonei injectate, excavarea puțului a necesitat dinamitarea materialului.

Paralel cu desfășurarea lucrărilor de control s-a făcut urmărirea sistematică a nivelului apelor subterane din foraje, pe trei profile perpendiculare pe zona injectată, constatîndu-se un nivel mai ridicat cu circa 3,5 m în amonte de zona injectată față de cel din aval, ca urmare a strangulării secțiunii de scurgere.

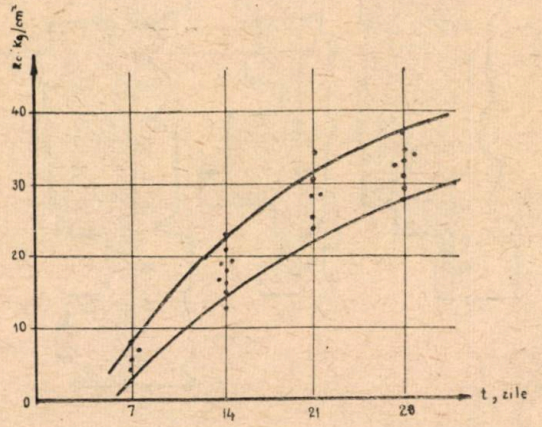


Fig. 14. Rezistențele la compresiune obținute pe probele de suspensie.

Toate lucrările de control au arătat că prin injecții a fost realizată o însemnată îmbunătățire a calităților terenului, atît ca reducere a permeabilității, cît și ca ridicare a gradului de consolidare a aluviunilor.

Pentru execuția galeriei, date fiind condițiile geologice și hidrogeologice speciale, dimensiunile mari ale excavației ce urma să se realizeze și faptului că o asemenea lucrare se executa pentru prima dată în țară, cu toate rezultatele favorabile ale injecțiilor, s-au considerat ca necesare aplicarea unor măsuri de precauție în timpul săpării galeriei privind cantitatea de exploziv, susținerea, betonarea imediată după excavare etc.

Săparea galeriei sub valea Varnița a început în octombrie 1963, respectiv la 17 luni după terminarea injecțiilor.

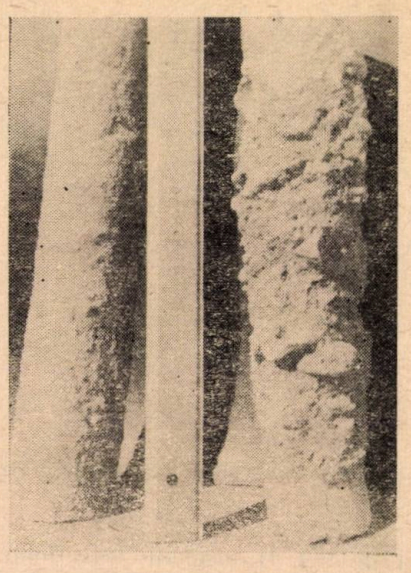


Fig. 16. Aspectul carotelor extrase din zona injectată.

După excavarea primilor metri în nisipurile helvețiene cu diverse nivele de pietrișuri s-a constatat menținerea excavației în bune condițiuni, ceea ce a permis renunțarea la unele măsuri de precauție, trecîndu-se la execuția normală a excavațiilor.

Astfel s-a executat săparea cu o metodă austriacă, iar pe circa o treime din tronson s-au efectuat excavații direct la secțiune totală.

Înaintarea s-a realizat prin folosirea de explozivi pe toată secțiunea, iar susținerea pentru tronsoanele în care s-a aplicat metoda austriacă s-a făcut pentru galeriile de bază și superioară cu cadre la 1,5—2,0 m distanță și bandajare numai a tavanului, fapt permis de creșterea rezistenței rocii în urma injecțiilor. În zona excavației cu secțiune totală s-au folosit ancore de 2—2,5 m lungime cu plasă metalică, fără susținere de lemn.

Infiltrațiile au fost aproape inexistente și s-au manifestat ca picături și slabe prelingeri, fără a necesita măsuri pentru evacuare.

În faliile intersectate, s-a constatat prezența materialului injectat, dovedind impermeabilizarea nisipurilor.

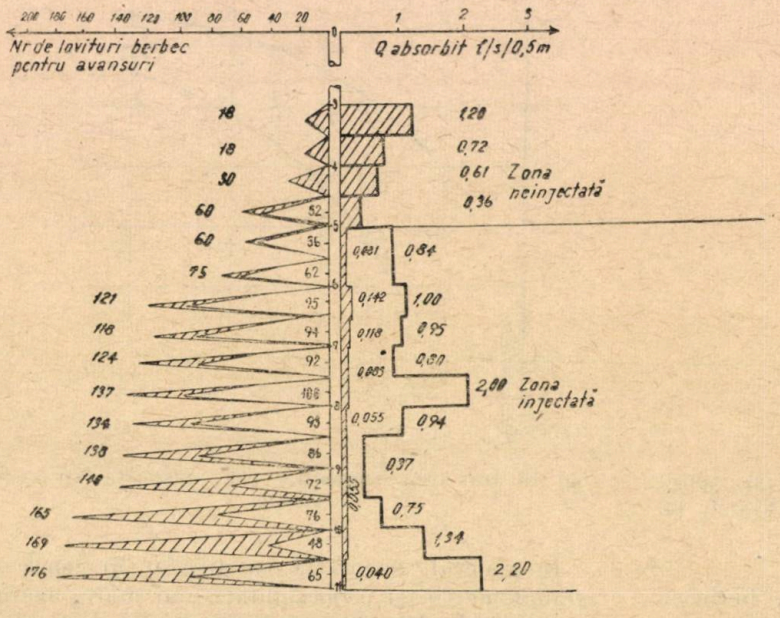


Fig. 15. Variația permeabilității inițiale și finale în țevile bătute cu soneta (zonele hașurate reprezintă avansarea și debitul absorbit după efectuarea injecțiilor).

Nu s-au manifestat presiuni în timpul excavației.

Decalajul dintre frontul de excavare și cel de betonare a fost în medie de 25 m, iar în timp, mai mare de 30 zile.

Concluzii

1. Lucrările de injectare a aluviunilor din valea Varnița au permis rezolvarea cu succes a unei probleme de construcție minieră, dificilă în primul rînd prin dimensiunile sale (lungimea 88 m, diametrul 6,5 m) și prin faptul că s-a executat într-un material necoeziv și în prezența unui curent de apă subterană.

2. Soluția de traversare a galeriei prin injectarea aluviunilor a apărut a fi mai economică față de celelalte soluții posibile (tranșee, congelare), iar în cadrul soluției alese, metoda de injectare, executată simultan cu forarea, s-a dovedit ca cea mai avantajoasă prin viteza de execuție mai mare, utilaje existente de la instalația de foraj, posibilitatea menținerii stratului sub presiune în tot timpul injecțiilor.

3. Lucrările de control efectuate și apoi execuția galeriei au arătat că determinarea zonei injectate, valitatea suspensiei și tehnologia de injectare au fost cu totul corespunzătoare.

Realizarea cu succes a excavației galeriei de fugă în urma lucrărilor de injectare a aluviunilor efectuate în valea Varnița reprezintă un succes al preocupărilor științifice ale inginerilor din ISPH pentru rezolvarea unor probleme legate de excavarea galeriilor mari, în terenuri necoezive și strate acvifere.

BIBLIOGRAFIE

[1] Georgescu, M., Rădulescu, D., Diaconu, Al. și Postelnicu, M. *Impermeabilizarea și consolidarea rocilor necoezive prin injectare simultană cu forarea.* Brevet invenție R.P.R., 1963.

[2] Rădulescu, D. și Iurașcu, N. *Studiul inginero-geologic pentru executarea galeriei de fugă H. C. Argeș,* ISPH, 1962.

[3] Diaconu, A., Postelnicu, M., Georgescu, M. și Constantinescu, C. *Lucrări de consolidare și etanșare a rocilor de fundație la unele baraje din R.P.R.* Hidrotehnica, Gospodărirea apelor și Meteorologia, nr. 6—7, 1964.

Măcinarea în morile cu bile cu regim non-cataracting

V. A. PEROV,
profesor la Institutul de mine din Leningrad
și
ing. *ELVIRA IUDE,*
aspirant

În ultimul timp cercetările în domeniul măcinării s-au concentrat în jurul problemelor vitezei de rotație a morilor și influenței acesteia asupra procesului de măcinare.

Asupra regimului de lucru al morilor, în funcție de viteza de rotație, părerile sînt împărțite ; se recomandă, atît funcționarea la viteze supracritice, cît și la viteze mici.

Profesorul R. T. Hukki a studiat funcționarea morilor cu bile la viteze supracritice și în concluzie recomandă acest regim de funcționare.

În S.U.A. și Canada la cîteva instalații de preparare, atît morile din stadiul al doilea de măcinare, cît și morile care măcinau produse intermediare provenite din procese de îmbogățire, au trecut la funcționarea cu încărcături mici de bile și la viteze mici, regim de lucru pe care profesorul S. E. Andreev îl denumește cascadă, iar în terminologia apuseană este denumit non-cataracting.

Primele publicații legate de problema funcționării morilor cu încărcături mici de bile și la viteze mici au apărut în anul 1953.

Datele publicate în literatură sînt contradictorii.

În unele cazuri prin reducerea încărcăturii de bile s-a mărit productivitatea morii și eficacitatea măcinării ; în alte cazuri, dimpotrivă, productivitatea morii a scăzut. La unele instalații de preparare în urma trecerii la funcționarea morilor de bile în regim non-cataracting s-a constatat îmbunătățirea indicilor de preparare (extracție în metal și calitatea concentratelor), datorită schimbării granulometriei produsului măcinat.

La instalația de preparare „Kopperhill" prin reducerea încărcăturii de bile de la 45 la 29% din volumul de lucru al morii, consumul de energie electrică a scăzut cu circa 25%, iar productivitatea a crescut cu 5%. În afară de aceasta s-a redus consumul de bile cu 18% [1].

La instalația de preparare „Lake — Share" s-a încercat de asemenea reducerea încărcăturii de bile la o moară care lucra cu o viteză de 81% din cea critică. La această instalație consumul de energie electrică a scăzut și o dată cu aceasta și productivitatea morii [1].

La instalațiile de preparare „Isabella", „Humboldt" și „Republik", la care secțiile de măcinare se compuneau dintr-o moară cu bare (stadiul unu de măcinare), clasificator cu greblă și moară cilindrică cu bile (stadiul doi de măcinare), cu ocazia extinderii acestor fabrici clasoarele au fost schimbate cu hidroclasoare, morile cu bile cilindrice — cu mori conice cu volum mai mare, care au funcționat cu regim non-cataracting, încărcătura de bile circa 20% din volumul de lucru al morii și viteza de rotație 59% din cea critică. În condițiile noi consumul de energie electrică a scăzut, iar productivitatea întregii secții de măcinare a crescut [2] [3].

Autorii articolului publicat privind funcționarea secției de măcinare la instalația de preparare „Isabella" consideră că reducerea consumului de energie electrică și creșterea productivității se datoresc regimului de lucru, adică reducerii încărcăturii de bile și a vitezei de rotație [2].

Pentru explicarea acestui fenomen au fost susținute o serie de păreri.

1. F. M. Lewis consideră că într-o moară cu încărcătură mică de bile, care lucrează cu viteză de rotație redusă, în interiorul ei se produce o clasificare a materialului. Clasificarea se produce pe verticală astfel că fracțiile fine de material trec spre gura de evacuare, iar cele mari — spre partea inferioară, în zona de acțiune a bilelor. Ori, cum eficacitatea măcinării este mai mare pentru material grob, productivitatea morii crește [4].

2. Alți autori susțin că prin mărirea încărcăturii de bile o parte din energia electrică se cheltuiește la ciocniri între bile fără minereu [1].

3. De asemenea se susține că prin micșorarea încărcăturii de bile și a vitezei de rotație a morii, se mărește numărul de cicluri al bilelor, deci se mărește și productivitatea [1].

Rolul hotărîtor în funcționarea morilor cu regim de lucru non-cataracting îl joacă încărcătura de bile, viteza de rotație a morii și forma căptușelii. În cazurile citate mai sus, morile au lucrat cu încărcături de bile 20—30% din volumul de lucru și viteza de rotație aproximativ 60% din cea critică.

Datele publicate în literatură sînt insuficiente pentru a trage concluzii definitive asupra influenței reducerii încărcăturii de bile și a vizitei de rotație asupra procesului de măcinare, deoarece în cazurile citate, în afara încărcăturii de bile și a vitezei de rotație, au intervenit și alți factori variabili cum ar fi volumul morii, clasarea etc.

În scopul lărgirii cunoștințelor privind funcționarea morilor în regimul non-cataracting au fost executate încercări de măcinare la care s-a urmărit influența încărcăturii de bile și a vitezei de rotație asupra procesului de măcinare. Caracteristica granulometrică a produselor măcinate și influența ei asupra proceselor de îmbogățire nu a fost studiată, aceasta constituind obiectul unor cercetări viitoare.

Încercările au fost executate într-o moară de laborator 300 x 200 mm cu căptușeală netedă.

S-a măcinat cuarț cu greutatea specifică 2,65 gr/cm^3 în următoarele condiții :

— granulometria materialului de măcinat 6—0 mm ;

— densitatea tulburelii în greutate S : L, 3:1 ;

— cantitatea de tulbureală 70% din spațiul gol dintre bile ;

— dimensiunea bilelor 50% cu diametrul de 40 mm, 35% cu diametrul de 28 mm și 15% cu diametrul de 21 mm.

Energia electrică consumată s-a măsurat cu ajutorul vatmetrelor la bornele motorului. Energia electrică utilă s-a determinat ca diferența dintre energia consumată de moara cu bile și material și puterea consumată de moara goală.

Suprafața fracțiilor fine (clasa minus 0,074 mm) s-a determinat cu ajutorul aparatului Tovarov.

a. *Influența scăderii încărcăturii de bile asupra productivității morii și eficacității procesului de măcinare*

Încercările s-au executat cu următoarele încărcături de bile (φ) : 10, 30 și 50% din volumul de lucru al morii și viteza de rotație (ψ) 80 și 60% din cea critică.

Pentru caracterizarea funcționării morii s-a determinat productivitatea specifică Q (produsul măcinat în kilograme pe oră și litru din volumul morii) și eficacitatea Θ (produsul măcinat în kilograme pe kilowat-oră).

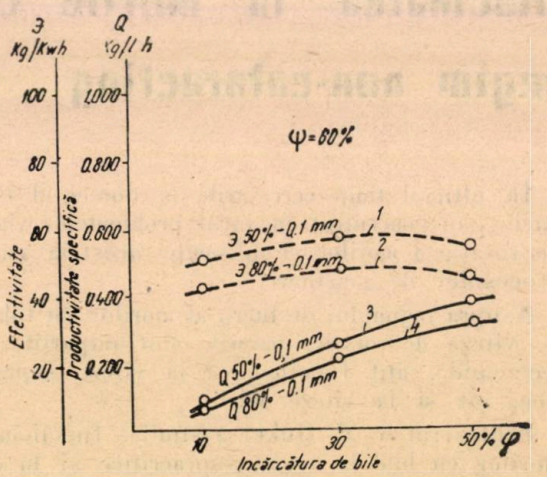


Fig. 1. Productivitatea morii și eficacitatea măcinării în funcție de finețea de măcinare și încărcătura de bile la viteza de rotație 80% din cea critică :
1 — eficacitatea măcinării la finețea produsului 50% minus 0,1 mm ; 2 — eficacitatea măcinării la finețea produsului 80% minus 0,1 mm ; 3 — productivitatea morii la finețea produsului 50% minus 0,1 mm ; 4 — productivitatea morii la finețea produsului 80% minus 0,1 mm.

Din rezultatele experiențelor rezultă următoarele:

1. Productivitatea morii pentru aceeași finețe de măcinare și viteză de rotație, 60 și 80% din cea critică, crește pe măsura măririi încărcăturii de bile. Eficacitatea măcinării se schimbă foarte puțin cu creșterea încărcăturii de bile (fig. 1 și 2).

2. La viteza de rotație a morii egală cu 80% din cea critică, diferența de productivitate între cazul cînd moara a lucrat cu încărcătura de bile 50% (din volumul morii) și 30% este relativ

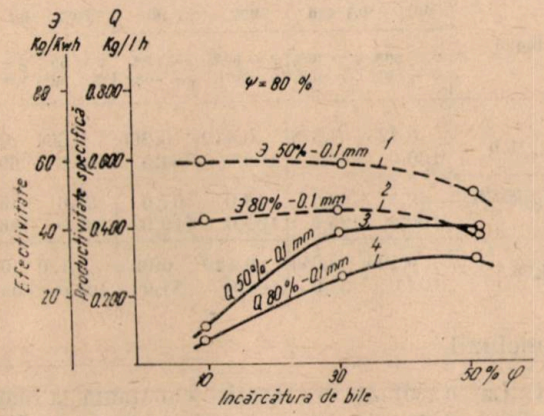


Fig. 2. Productivitatea morii și eficacitatea măcinării în funcție de finețea de măcinare și încărcătura de bile la viteza de rotație 60% din cea critică:
1 — eficacitatea măcinării la finețea produsului 50% minus 0,1 mm; 2 — eficacitatea măcinării la finețea produsului 80% minus 0,1 mm; 3 — productivitatea morii la finețea produsului 50% minus 0,1 mm; 4 — productivitatea morii la finețea produsului 80% minus 0,1 mm.

mică (5—15%). La încărcătură de bile de 10%, productivitatea scade considerabil (fig. 3).

Consumul de energie electrică în cazul încărcăturii de bile 50% este mai mare față de cazul încărcăturii 30% de 1,3 ori.

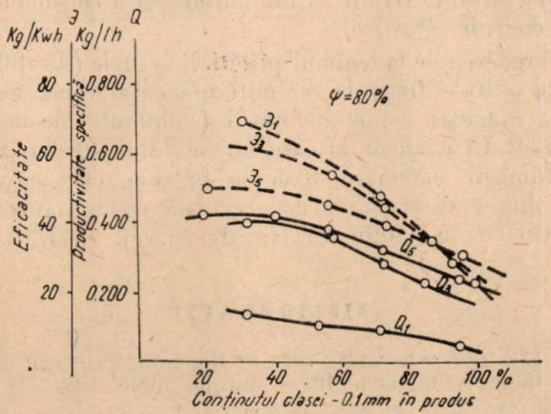


Fig. 3. Productivitatea morii și eficacitatea măcinării în funcție de finețea de măcinare și încărcătura de bile: $Э_1$ — eficacitatea măcinării pentru încărcătura de bile 10% din volumul morii; $Э_3$ — eficacitatea măcinării pentru încărcătura de bile 30% din volumul morii; $Э_5$ — eficacitatea măcinării pentru încărcătura de bile 50% din volumul morii; Q_5 — productivitatea morii pentru încărcătura de bile 50% din volumul morii; Q_3 — productivitatea morii pentru încărcătura de bile 30% din volumul morii; Q_1 — productivitatea morii pentru încărcătura de bile 10% din volumul morii.

Acest raport rezultă și din calculele teoretice ale consumului de energie.

Se constată că productivitatea scade mult mai încet decît consumul de energie electrică.

Prin urmare, scăderea încărcăturii de bile de la 50 la 30% din volumul morii duce la creșterea eficacității măcinării.

În cazul cînd moara se rotește cu 60% din viteza critică și lucrează cu o încărcătură de bile 50%, productivitatea este mai mare de 1,5 ori față de cazul cînd moara lucrează cu o încărcătură de bile de 30% (fig. 2).

3. Eficacitatea măcinării în funcție de încărcătura de bile se comportă diferit: pentru o finețe de măcinare mai grobă decît circa 85% minus 0,1 mm eficacitatea măcinării cu o încărcătură 50% este mai scăzută decît pentru încărcăturile de bile 30 și 10%; pentru finețe de măcinare mai înaintată, dimpotrivă, la încărcăturile de bile 30 și 10% eficacitatea este mai scăzută (fig. 3).

4. În figura 4 sînt prezentate rezultatele determinării suprafeței specifice a clasei minus 0,074 mm, obținute prin măcinare cu diferite încărcături de bile și viteză de rotație a morii constantă. Se

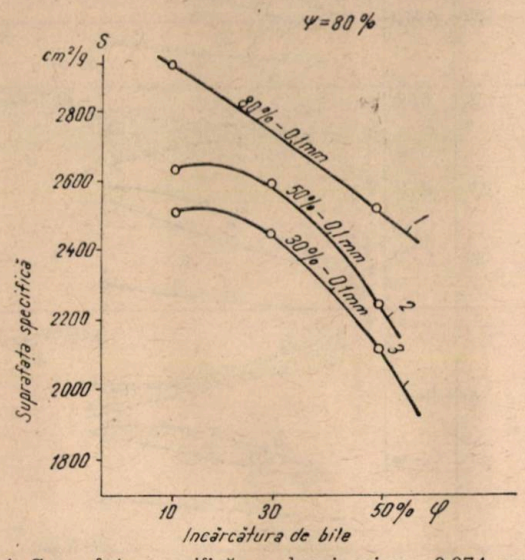


Fig. 4. Suprafața specifică a clasei minus 0,074 mm în funcție de încărcătura de bile și finețea de măcinare la viteza de rotație a morii 80% din cea critică:
1 — suprafața specifică la finețea produsului 80% minus 0,1 mm; 2 — suprafața specifică la finețea produsului 50% minus 0,1 mm; 3 — suprafața specifică la finețea produsului 30% minus 0,1 mm.

observă că în cazul încărcăturii de bile 10% din volumul morii, clasele fine au un grad de măcinare mai înaintat decît la încărcături de 50 și 30%. Probabil aceasta se datorește alunecării bilelor pe suprafața căptușelii în care caz între stratul exterior de bile și căptușeală se creează o zonă de măcinare prin roadere.

b. *Influența vitezei de rotație a morii asupra procesului de măcinare*

S-a urmărit funcționarea morii la trei valori ale vitezei de rotație: 40, 60 și 80% din viteza critică (fig. 5).

Încercările au stabilit următoarele:

1. La aceeași încărcătură de bile productivitatea morii crește cu mărirea vitezei de rotație, indiferent de finețea de măcinare.

2. La finețea de măcinare 30 și 50% minus 0,1 mm în cazul încărcăturii de bile 10 și 30%, efica-

citatea măcinării rămîne aproape neschimbată. La finețea de măcinare 80% minus 0,1 mm, eficacitatea scade. În cazul încărcăturii de bile 50% eficacitatea, indiferent de finețea de măcinare, scade. În limitele vitezei de rotație 40—80% din cea critică, eficacitatea cea mai mare corespunde încărcăturii de bile 30% din volumul morii.

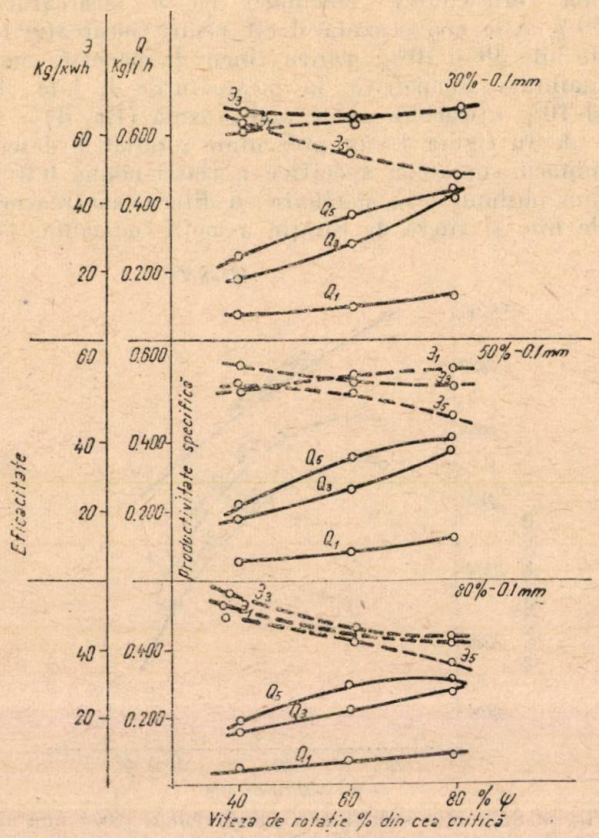


Fig. 5. Productivitatea morii și eficacitatea măcinării în funcție de viteza de rotație și încărcătura de bile la finețea produsului 30% minus 0,1 mm, 50% minus 0,1 mm și 80% minus 0,1 mm:

Q_1—productivitatea morii pentru încărcătura de bile 10% din volumul morii; Q_3—productivitatea morii pentru încărcătura de bile 30% din volumul morii; Q_5 — productivitatea morii pentru încărcătura de bile 50% din volumul morii; ϑ_1 — eficacitatea măcinării pentru încărcătura de bile 10% din volumul morii; ϑ_3 – eficacitatea măcinării pentru încărcătura de bile 30% din volumul morii; ϑ_5 — eficacitatea măcinării pentru încărcătura de bile 50% din volumul morii.

3. Din indicii obținuți (tabela 1) rezultă că, prin reducerea încărcăturii de bile de la 50 la 30% și reducerea vitezei de rotație de la 80 la 60% din cea critică, productivitatea scade cu circa 35%, puterea consumată cu 46%, iar eficacitatea crește cu 25%. Pentru o măcinare mai fină decît 80% minus 0,1 mm eficacitatea corespunzătoare încărcăturii de bile de 50% este mai ridicată celei corespunzătoare încărcăturii de bile de 10% (fig. 2).

Tabela 1

Indici de măcinare pentru funcționarea morii cu diferite încărcături de bile și viteze de rotație

Indici	30% – 0,1 mm		50% – 0,1 mm		80% – 0,1 mm	
	φ = 50% ψ = 80%	φ = 30% ψ = 60%	φ = 50% ψ =80%	φ = 30% ψ = 60%	φ = 50% ψ = 80%	φ = 30% ψ = 60%
Q kg/1.h	0,425	0,278	0,412	0,266	0,304	0,210
	100,0	65,5	100,0	64,5	100,0	69,0
ϑ kg/kWh	49,5	62,0	48,0	57,0	35,6	45,0
	100,0	125,0	100,0	119,0	100,0	126,0
N kW	0,120	0,650	0,120	0,065	0,120	0,065
	100,0	54,0	100,0	54,0	100,0	54,0

Concluzii

1. La o viteză de rotație constantă a morii, productivitatea crește cu mărirea încărcăturii de bile (fig. 1).

2. Eficacitatea măcinării în aceste condiții practic nu se shimbă (fig. 1 și 2).

3. La viteza de rotație 80% din cea critică, eficacitatea măcinării scade prin mărirea încărcăturii de bile de la 30 la 50% din volumul morii.

4. La aceeași încărcătură de bile, mărirea vitezei de rotație a morii duce la creșterea productivității (fig. 5).

La același volum al morii reducerea vitezei de rotație și a încărcăturii de bile au ca rezultat scăderea productivității și bineînțeles și a consumului de energie electrică.

Trecerea de la regimul practicii actuale (ψ=80% și φ=40—50%), la regimul non-cataracting, necesită mărirea volumului morii (volumului de măcinare). În cazurile în care nu se folosește întregul volum de măcinare, trecerea la regimul non-cataracting este rentabilă deoarece dă posibilitatea reducerii consumului specific de energie electrică.

BIBLIOGRAFIE

[1] *** *The remarcable case of the Copperhill ball mill.* Engineering and Mining jurnal, iunie, 1953.

[2] Lewis, F. M. și Goodman, I. E. *Grinding practice at Tennessee Copper Co's Isabella mill.* Mining engineering, noiembrie, 1957.

[3] Myers, I. E. și Rose, H. E. *A study of the non-cataracting.* The Canadian Mining and Metallurgical bulletin, vol. 51, nr. 556, 1958.

[4] Myers, I. F. *Non-cataracting ball mill study.* Engineering and Mining jurnal, martie, 1957.

[5] *** *Proțess izmelcenia v melnițah pri nizchih skorostiah vrașcenia i ponijnoi șarovoi zagruzke.* Țvetniie metallî, nr. 12, 1959.

[6] Kazennov, M. N. *O rejimah rabotî șarovîh melniț vtoroi stadii izmelcenia.* Obogascenie rud, nr. 6, 1959.

Cu privire la relaţiile utilizate în industria minieră pentru calculul normelor de muncă

Conf. dr. ing. *MARIUS AL. C. LUCA*

În Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. s-a subliniat importanţa pe care o are aplicarea principiului leninist al cointeresării materiale ca şi urmărirea consolidării rezultatelor „bune obţinute în perfecţionarea sistemului de salarizare şi normare a muncii prin extinderea normelor tehnice şi perfecţionarea calităţii lor..."[1].

Economisirea timpului de muncă prin utilizarea unei tehnologii şi tehnici avansate, prin organizarea, ridicarea calificării etc., ca şi determinarea corectă a consumului de muncă necesar, prezintă o deosebită importanţă în normarea tehnică a muncii, mai ales atunci cînd se pune problema micşorării duratei de lucru.

În minerit, unde ponderea cu care intervin salariile reprezintă 35—60% din totalul cheltuielilor, această problemă capătă o importanţă şi mai mare.

Munca se efectuează în timp şi în spaţiu, iar precizarea ei trebuie să se facă concomitent:

— definind c a l i t a t e a m u n c i i efectuate cît şi

— determinînd c a n t i t a t e a d e m u n c ă consumată.

Aspectul calitativ al muncilor concrete efectuate în cadrul unui proces de producţie, nu se poate determina decît în mod descriptiv.

A n a l i z a p r o c e s u l u i d e p r o d u c ţ i e r e z u l t ă c a o n e c e s i t a t e o b i e c t i v ă în normarea muncii, determinată de nevoia de a defini momentul de începere şi de terminare al fiecărei acţiuni, diferite una de cealaltă prin calitatea muncii.

Cantitatea de muncă, de o anumită calitate, consumată de un muncitor cu o anumită calificare, nu se poate defini decît în funcţie de timpul de muncă şi de intensitatea medie socială cu care s-a lucrat.

Rezultă că unitatea de măsură corectă pentru cantitatea de muncă trebuie să includă l a t u r a p o t e n ţ i a l ă — determinată de gradul de calificare şi de îndemînare a muncitorilor, l a t u r a i n t e n s i v ă — determinată de intensitatea medie socială cu care s-a lucrat, cît şi de l a t u r a e x t e n s i v ă — determinată de timpul în care s-a lucrat.

Marcînd latura potenţială şi intensivă prin om şi latura extensivă prin timp, unitatea de măsură complexă pentru comensurarea unei cantităţi de muncă este omsecunda (omsec), cu multiplii săi omoră (omh), omschimb (omsch) etc.

Aşa după cum toate consumurile materiale sau energetice efectuate ca şi producţia obţinută sînt legate în mod istoric de perioada de timp în care s-au efectuat, (consumul de exploziv 300 kg/schimb, consumul de energie electrică 3 480 000 kWh/an etc. producţia de ţiţei 30 000 t/lună etc.), tot aşa şi un anumit consum de muncă este legat în mod istoric de perioada de timp în care s-a efectuat (spre pildă 480 omh/schimb, definind în acest mod numărul de muncitori cu care s-a lucrat într-un schimb).

Luînd ca bază legătura dintre cantitatea de muncă consumată şi producţie, lucrările sau serviciile obţinute în aceeaşi perioadă istorică de timp, se efectuează de fapt comensurarea indirectă a cantităţii respective de muncă.

Deci n o r m a r e a t e h n i c ă a m u n c i i r e z u l t ă c a o n e c e s i t a t e o b i e c t i v ă pentru determinarea indirectă a cantităţii de muncă consumată, prin măsurarea directă a producţiei, lucrărilor sau serviciilor în care ea s-a materializat.

Deoarece considerăm că utilizarea unor relaţii raţionale de calcul omogene şi cu caracter general, exprimate în unităţi de măsură corespunzătoare, prezintă o deosebită importanţă în normarea muncii, aceasta este problema pe care ne propunem s-o examinăm.

În industria minieră ca şi în celelalte ramuri industriale trebuie stabilite n o r m a t i v e d e m u n c ă cu caracter directiv şi aplicabilitate generală, care servesc la calcularea n o r m e l o r d e m u n c ă cu caracter obligatoriu şi aplicabilitate locală.

[1] Gheorghe Gheorghiu-Dej, Raportul la cel de-al III-lea Congres al P.M.R. Ed. politică, Bucureşti, 1960, p. 69.

Normele de muncă se denumesc în mod diferit, după complexitatea etapei tehnologice a procesului de producţie la nivelul căruia se stabilesc. Deosebim norme elementare, norme compuse şi norme complexe.

Normele elementare se determină la nivelul operaţiilor principale repetabile, sau secundare repetabile, prin măsurători directe (cronometrare, fotocronometrare etc.).

Normele compuse se determină la nivelul unui complex de operaţii prin calcul, pe baza normelor elementare ale operaţiilor repetabile şi pe baza măsurării directe a operaţiilor nerepetabile.

Normele complexe se determină la nivelul unui proces de producţie prin calcul, pe baza normelor simple ale complexelor de operaţii repetabile şi pe baza măsurării directe a complexelor de operaţii nerepetabile.

1. Relaţiile de calcul pentru determinarea normelor elementare

Sub diferite formulări, normele elementare de timp se definesc în esenţă prin cantitatea de muncă necesară (timpul unui muncitor cu calificare corespunzătoare, lucrînd cu intensitate medie socială) pentru obţinerea unei unităţi dintr-o lucrare serviciu sau produs, în anumite condiţii tehnico-organizatorice ale locului de muncă, unde urmează a se aplica.

Dacă notăm cu :

M, cantitatea de muncă, exprimată în omsec (sau multipli săi) consumată într-o anumită perioadă istorică de timp, T;

Q, cantitatea de lucrări (servicii, produse) obţinute în aceeaşi perioadă istorică de timp T, norma elementară de timp m se va exprima în mod generalizat prin relaţia :

$$m = \frac{M}{Q}\left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unitate de lucrare}}\right]. \qquad (1)$$

Relaţia (1) se poate exprima dimensional înainte de efectuarea calculelor prin :

$$\frac{\left[\dfrac{\text{unităţi de muncă}}{T}\right]}{\left[\dfrac{\text{unităţi de lucrare}}{T}\right]} \qquad (2)$$

indicînd în acest fel legătura istoric determinată pe de o parte de cantitatea de muncă consumată, respectiv de cantitatea de lucrări obţinută în aceeaşi perioadă de timp T în care acestea s-au măsurat. În felul acesta se subliniază că nu se pot raporta între ele decît mărimi determinate în aceeaşi perioadă istorică de timp (schimbul I, luna X etc.).

Notînd cu N norma elementară de producţie, ea se exprimă prin inversul relaţiei (1) adică :

$$N = \frac{Q}{M}\left[\frac{\text{unităţi de lucrări}}{\text{unitate de muncă}}\right]. \qquad (3)$$

În literatura de specialitate ([3] p. 59, [4] p. 61 etc.) se utilizează, pentru calculul normelor elementare de timp şi de producţie, relaţiile (4) şi (5) :

$$t = \frac{T}{Q}\left[\frac{\text{unităţi de timp}}{\text{unitate de lucrare}}\right] \qquad (4)$$

$$N = \frac{Q}{T}\left[\frac{\text{unităţi de lucrare}}{\text{unitate de timp}}\right] \qquad (5)$$

în care T este determinat în s (sau multipli săi). Relaţiile (4) şi (5) prezintă cazul particular cînd numărul de muncitori este egal cu unu. Chiar atunci cînd rezultatele numerice obţinute cu relaţiile (4) şi (5) sînt aceleaşi cu cele obţinute de relaţiile (1) şi (3), considerăm că dimensiunile în care se exprimă relaţiile (4) şi (5) nu sînt corespunzătoare pentru a exprima norma de muncă.

Utilizarea multiplă a acestui indicator în normarea muncii, în planificarea, proiectarea şi organizarea proceselor de producţie în urmărirea modului de îndeplinire a sarcinilor etc. provoacă dificultăţi atunci cînd exprimarea lui dimensională este necorespunzătoare.

Spre pildă în planificarea, proiectarea sau organizarea proceselor de producţie, cunoscînd norma de timp şi numărul de muncitori disponibili putem stabili capacitatea efectivă de producţie pe o anumită perioadă de timp, sau cunoscînd capacitatea de producţie pe care trebuie s-o obţinem putem determina numărul de muncitori necesari.

Dacă norma de producţie $N = 4\ \frac{\text{unităţi}}{\text{omh}}$ şi lucrăm cu numărul $n = 25$ muncitori disponibili, capacitatea orară de producţie va fi de :

$$25\ [\text{oameni}] \times 4\left[\frac{\text{unităţi}}{\text{omh}}\right] = 100\left[\frac{\text{unităţi}}{h}\right]. \qquad (6)$$

Utilizînd relaţia (3) rezultatul este corect, atît din punct de vedere numeric, cît şi dimensional.

Dacă utilizăm însă relaţia (5), vom obţine :

$$25\ [\text{oameni}] \times 4\left[\frac{\text{unităţi}}{h}\right] = 100\left[\frac{\text{oameni unităţi}}{h}\right], \qquad (7)$$

acelaşi rezultat numeric, exprimat dimensional incorect.

Dacă trebuie să verificăm norma dată la trei muncitori cu aceeaşi calificare, care lucrînd fiecare cîte 6 ore au executat împreună 72 uni-

tăţi, vom lua în consideraţie în mod obligator cantitatea de muncă :

$$3\ [\text{oameni}] \times 6\ [\text{h}] = 18\ [\text{omh}], \qquad (8)$$

determinînd norma de producţie efectivă ca raport între :

$$N = \frac{72\ [\text{unităţi}]}{18\ [\text{omh}]} = 4\left[\frac{\text{unităţi}}{\text{omh}}\right], \qquad (9)$$

obţinînd relaţia (3) sub forma ei de exprimare generală şi nu relaţia (5).

Desgiur că se pot da şi alte exemple pentru a demonstra caracterul de generalitate al relaţiilor (1) şi (3).

2. Relaţiile de calcul pentru determinarea normelor compuse

În cele ce urmează, ne propunem să stabilim în mod raţional relaţiile de calcul pentru determinarea normelor compuse, relaţii care să aibă un caracter general.

În acest scop vom pleca de la un complex de operaţii, spre pildă de la perforarea găurilor de mină, care împărţit pe operaţii :

principale repetabile ;

secundare repetabile (auxiliare) ;

secundare nerepetabile (de pregătire şi încheiere), arată ca în tabela 1.

Tabela 1

Analiza complexului de operaţii, perforarea găurilor

Operaţii		Cantitatea de muncă, $\left[\frac{\text{om min}}{\text{schimb}}\right]$	Norma elementară de timp, $\left[\frac{\text{om min}}{\text{m gaură}}\right]$	Consum de timp, min
Principale	perforarea găurilor	M_0	$m_0 = 26{,}0$	
Secundare repetabile	schimbarea sfredelului	M_1	$m_1 = 1{,}0$	
	ungerea perforatorului	M_2	$m_2 = 0{,}1$	
	trecerea la altă gaură	M_3	$m_3 = 1{,}5$	
Secundare nerepetabile	marcarea găurilor	M_4		$t_4 = 6{,}0$
	montarea perforatorului	M_5		$t_5 = 20{,}0$
	încercarea perforatorului în gol	M_6		$t_6 = 2{,}0$
	demontarea perforatorului	M_7		$t_7 = 15{,}0$
	pauză de odihnă	M_8		$t_8 = 30{,}0$

Dacă însemnăm cu M fondul de muncă disponibil într-o anumită perioadă de timp T, (de obicei a unui schimb), acesta este egal cu numărul de muncitori n care lucrează concomitent, înmulţit cu durata t de timp (în minute) :

$$M = nt\left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{T}\right]. \qquad (10)$$

Pornind de la relaţia de balanţă, în care punem condiţia ca fondul de muncă disponibil M să fie egal cu suma cantităţilor de muncă M_0, M_1 etc. consumate pentru efectuarea tuturor operaţiilor prevăzute în perioada de timp T (de obicei cea în care se efectuează un ciclu), avem :

$$M = M_0 + M_1 + \ldots + M_8\left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{T}\right]. \qquad (11)$$

(Menţionăm că relaţia de balanţă utilizată în literatura de specialitate [8] p. 116, care pleacă de la timpul calendaristic, are valabilitate numai pentru cazul particular în care lucrează un singur muncitor, şi atunci cu condiţia ca să nu avem operaţii suprapuse).

Analizînd parametrii principali în funcţie de care variază cantităţile de muncă M_0, M_1 etc. necesare efectuării fiecărei operaţii vom constata că :

— la operaţiile repetabile, atît la cele principale, cît şi la cele secundare, cantitatea de muncă M_i este proporţională cu volumul de lucrări (prestaţii sau producţie) Q efectuate şi cu norma elementară de timp m_i, astfel încît putem scrie pentru acestea :

$$M_i = Qm_i \ (\text{pentru } i = 0 \ldots 3); \qquad (12)$$

— la operaţiile nerepetabile, cantitatea de muncă M_j este proporţională cu numărul de muncitori n care lucrează concomitent şi cu timpul t_j necesar efectuării acelei operaţii, astfel încît putem scrie pentru aceasta :

$$M_j = n\,t_j \ (\text{pentru } j = 4 \ldots 8). \qquad (13)$$

Înlocuind în relaţia (11) termenii echivalenţi cu cei din relaţiile (12) şi (13) obţinem :

$$nt = Qm_0 + Qm_1 + Qm_2 + Qm_3 + nt_4 + \\ + n\,t_5 + n\,t_6 + nt_7 + nt_8. \qquad (14)$$

Din această relaţie putem determina producţia Q (numărul de metri de gaură), care se poate executa de numărul n de muncitori, în perioada de timp T (a unui schimb) de exemplu :

$$Q = \frac{nt - n(t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8)}{m_0 + m_1 + m_2 + m_3} \frac{\left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{T}\right]}{\left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unităţi de produs}}\right]}$$

$$\text{sau } \left[\frac{\text{unităţi de produs}}{T}\right], \qquad (15)$$

sau pentru cazul general:

$$Q = \frac{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j}{\sum_{i=1}^{p} m_i} = \frac{n\left(t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j\right)}{\sum_{i=1}^{p} m_i} \left[\frac{\text{unități de produs}}{T}\right].$$

Pentru cazul particular în care n numărul de muncitori $n = 1$, relația (15) devine:

$$Q = \frac{t - (t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8)}{m_0 + m_1 + m_2 + m_3} =$$

$$= \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{\sum_{i=1}^{p} m_i} \left[\frac{\text{unități de produs}}{T}\right]. \qquad (16)$$

În literatura de specialitate, ([2] p. 55; [3] p. 79; [4] p. 61; [8] p. 119; [10] p. 17) se dă pentru calculul normei de producție relația (scrisă sub diferite forme asemănătoare):

$$N = \frac{T - T_{pi} - T_0}{t_0 + t_a}, \qquad (17)$$

în care:

N este norma de producție, în unități de producție/schimb;
T — durata totală a schimbului, min;
T_{pi} — timpul de pregătire și încheiere, min;
T_0 — timpul reglementar de odihnă, min;
t_0 — norma elementară de timp pentru operațiile principale, în minute pe unitatea de lucrare;
t_a — norma elementară de timp pentru operațiile auxiliare, în minute pe unitatea de lucrare.

Analizînd relația (17) pentru calculul normei de producție constatăm că:

— în primul rînd nu este omogenă, întrucît dimensiunile primului termen al relației nu sînt identice cu dimensiunile în care se exprimă cel de-al doilea termen al relației:

$$\left[\frac{\text{unități de produs}}{\text{unitate de timp}}\right] \neq \frac{[\text{unitate de timp}]}{\left[\frac{\text{unitate de timp}}{\text{unitate de produs}}\right]}; \qquad (18)$$

— în al doilea rînd relația (17) este identică cu relația (16), relație dedusă în mod rațional pentru calculul producției, efectuată într-o anumită perioadă de timp, și nu pentru calculul normei de producție. Este adevărat că pentru cazul particular cînd $n = 1$, cifra care reprezintă producția specifică obținută într-o anumită perioadă de timp este aceeași cu cifra care exprimă norma de producție. Însă acești doi indicatori diferiți se exprimă în unități dimensionale diferite. Nu putem exprima producția specifică obținută de întreprindere într-o anumită perioadă de timp, spre pildă producția de cărbuni a minei de $800 \left[\frac{t}{\text{schimb}}\right]$, în aceleași unități dimensionale cu norma de producție de $2 \left[\frac{t}{\text{omsch}}\right]$.

Relația neomogenă (17) este dedusă în mod empiric. Dacă o comparăm cu relația (24) din lucrare, observăm că relației (17) îi lipsește de la numitor T, corespunzător lui t din relația (24), spre a deveni omogenă din punct de vedere dimensional și proprie calculului normei pentru cazul general.

Revenind la relația (16), prin care se determină producția obținută (lucrările sau serviciile) într-o anumită perioadă de timp, în care s-a consumat cantitatea de muncă $M = nt$, putem determina diferitele forme ale relațiilor cu care se pot calcula normele compuse, după cum vom pleca de la relația (14), sau de la relația (15).

a. *Plecînd de la relația (14)*, care exprimă valoarea lui M pe care o împărțim prin Q, vom obține o serie de relații pentru calculul normei compuse de timp:

$$m_s = \frac{M}{Q} = m_0 + m_1 + m_2 + m_3 +$$

$$+ \frac{nt_4}{Q} + \frac{nt_5}{Q} + \frac{nt_6}{Q} + \frac{nt_7}{Q} + \frac{nt_8}{Q}. \qquad (19)$$

Această relație se poate pune sub una din formele ei generale, ca mai jos:

$$m_s = \sum_{i=1}^{p} m_i + \frac{1}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} M_j =$$

$$= \sum_{i=1}^{q} m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right];$$

sau: (20)

$$m_s = \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i} + \frac{1}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} M_j =$$

$$= \sum_{i=1}^{q} \frac{1}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right],$$

în care $i = 1 \ldots p$ reprezintă operațiile repetabile și $j = p + 1 \ldots q$ reprezintă operațiile nerepetabile ale aceluiași complex de operații pentru care se calculează norma de timp.

Relațiile pentru calculul normei compuse de producție sînt inversele relațiilor (20)

$$N_s = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} m_i + \frac{1}{Q} \sum_{q=p+1}^{q} M_j} =$$

$$= \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unități de prod}}{\text{unitate de muncă}}\right],$$

sau :

$$N_s = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i} + \frac{1}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} M_j} = \tag{21}$$

$$= \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unități de produs}}{\text{unitate de muncă}}\right].$$

b. Plecînd de la relația (15), care exprimă valoarea lui Q, vom obține o altă serie de relații pentru calculul normei compuse de timp, împărțind pe $M = nt$, la Q :

$$m_s = \frac{M}{Q} = \frac{M(m_0+m_1+m_2+m_3)}{nt-n(t_4+t_5+t_6+t_7+t_8)} \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right]. \tag{22}$$

Această relație se poate pune sub una din formele ei generale, ca mai jos :

$$m_s = \frac{M \sum_{i=1}^{p} m_i}{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j} = \frac{t \sum_{i=1}^{p} m_i}{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right];$$

sau :

$$m_s = \frac{M \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i}}{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j} = \frac{t \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i}}{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right]. \tag{23}$$

Relațiile de calcul ale normei compuse de producție sînt inversele relațiilor (23):

$$N_s = \frac{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j}{M \sum_{i=1}^{p} m_i} = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} m_i} \left[\frac{\text{unități de produs}}{\text{unitate de muncă}}\right];$$

sau :

$$N_s = \frac{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j}{M \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i}} = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i}} \left[\frac{\text{unități de produs}}{\text{unitate de muncă}}\right]. \tag{24}$$

Deci pentru calculul normelor compuse de timp se pot utiliza una din relațiile (20) sau (23), iar pentru calculul normelor compuse de producție se pot utiliza una din relațiile (21) sau (24), care au caracter general și sînt omogene din punctul de vedere al exprimării lor dimensionale.

Aplicație. Pentru complexul de operații, perforarea găurilor de mină, utilizînd normele elementare de timp și consumurile de timp indicate în tabela 1, putem scrie :

$n = 2$ [oameni]; $t = 1$ [schimb];

$$M = nt = 960 \left[\frac{\text{ommin}}{\text{schimb}}\right];$$

$$\sum_{i=1}^{3} m_i = 28{,}6 \left[\frac{\text{ommin}}{\text{m gaură}}\right]; \quad \sum_{j=4}^{8} t_j = 73 \text{ [min]};$$

$$\sum_{j=4}^{8} M_j = 146 \left[\frac{\text{ommin}}{\text{schimb}}\right].$$

Aplicînd relația (15) determinăm producția în m gaură efectuată de cei doi muncitori într-un schimb :

$$Q = \frac{960 - 2 \times 73}{28{,}6} = 28{,}46 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{schimb}}\right].$$

Aplicînd una din relațiile (20), determinăm norma compusă de timp:

$$m_0 = 28{,}6 + \frac{1}{28{,}46} 146 = 28{,}6 + \frac{2}{28{,}36} 73 =$$

$$= 33{,}73 \left[\frac{\text{ommin}}{\text{m gaură}}\right]$$

sau același lucru cu una din relațiile (23) :

$$m_s = \frac{960 \times 28{,}6}{950-146} = \frac{480 \times 28{,}6}{480-73} = 33{,}73 \left[\frac{\text{ommin}}{\text{m gaură}}\right].$$

Aplicînd una din relațiile (21), determinăm norma compusă de producție:

$$N_s = \frac{1}{28{,}6 + \frac{1}{28{,}46} 146} = \frac{2}{28{,}6 + \frac{2}{28{,}46} 73} =$$

$$= 0{,}0296 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{ommin}}\right];$$

sau același lucru cu una din relațiile (24) :

$$N_s = \frac{960 - 146}{960 \times 28{,}6} = \frac{480 - 73}{480 \times 28{,}6} = 0{,}0296 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{ommin}}\right] =$$

$$= 1{,}78 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{omh}}\right] = 14{,}23 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{omsch}}\right].$$

Dacă de la început dorim să calculăm normele în m gaură/omh, sau m gaură/omsch, trebuie sau să transformăm exprimarea tuturor mărimilor în omh sau în omsch, sau să înmulțim normele compuse de timp exprimate în ommin cu $\frac{1}{60}\left[\frac{h}{\text{min}}\right]$, respectiv $\frac{1}{480}\left[\frac{\text{sch}}{\text{min}}\right]$, iar norme compuse de producție cu 60 $\left[\frac{\text{min}}{h}\right]$, respectiv 480 $\left[\frac{\text{min}}{\text{sch}}\right]$.

Şi acuma se vede în mod clar cauza pentru care relaţia (17) este o relaţie neomogenă şi empirică, întrucît se introduc în relaţie datele exprimate în min, iar norma se obţine pe schimb.

Dacă spre a transforma exprimarea normei de producţie, din producţie/ommin în producţie/omsch după cum am arătat, înmulţim relaţia cu $480 \frac{\text{min}}{\text{sch}}$ obţinînd:

$$N_s = \frac{480 - 79}{480 \times 28{,}6} \times 480 = \frac{480 - 79}{28{,}6} = 14{,}23 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{omsch}}\right],$$

rezultat identic cu cel calculat cu relaţia (17).

3. Determinarea relaţiilor de calcul pentru normele complexe

Vom trece la stabilirea în mod raţional a relaţiilor de calcul pentru determinarea normelor complexe, relaţii care să aibă un caracter general.

În acest scop vom pleca de la procesul de săpare al unei galerii, care împărţit pe complexe de operaţii principale, secundare repetabile şi nerepetabile arată ca în tabela 2. Echipa, cu un efectiv de cinci muncitori, efectuează un ciclu în 6 ore.

Pornind de la relaţia de balanţă, prin care punem condiţia ca fondul de muncă disponibil M (egal cu numărul de muncitori înmulţit cu durata de timp t a unui ciclu) să fie egal cu suma cantităţilor de muncă consumate pentru efectuarea tuturor complexelor de operaţii prevăzute a se efectua într-un ciclu, avem:

$$M = M_0 + M_1 + M_2 + \ldots + M_8 \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{T}\right]. \quad (25)$$

(Perioada de timp T în care se efectuează un ciclu de producţie poate varia, fiind de 2, 3, 4, 5 etc. ore, în cazul nostru de 6 ore).

Analizînd parametrii în funcţie de care variază cantităţile de muncă M_0, M_1 etc. vom constata că:

— la complexele de operaţii repetabile, principale sau secundare, cantitatea de muncă M_i este proporţională cu volumul de lucrări (cu serviciile sau cu producţia), Q_i efectuată şi cu norma simplă de timp m_i, astfel încît:

$$M_i = Q_i m_i \; (i = 0 \ldots 4); \quad (26)$$

— la complexele de operaţii nerepetabile, cantitatea de muncă M_j este proporţională cu timpul t_j consumat pentru efectuarea acelui complex de operaţii şi cu numărul de muncitori n care îl efectuează:

$$M_j = n t_j \; (j = 5 \ldots 8). \quad (27)$$

Înlocuind relaţiile (26) şi (27) în (25) avem:

$$nt = Q_0 m_0 + Q_1 m_1 + Q_2 m_2 + Q_3 m_3 + Q_4 m_4 + n(t_5 + t_6 + t_7 + t_8). \quad (28)$$

Volumele diferite de lucrări Q_1, Q_2, Q_3 etc., care urmează a se executa, pot fi exprimate în

Tabela 2

Analiza procesului de săpare al galeriei

Complexe de operaţii		Cantitatea de muncă pe ciclu, $\left[\frac{\text{omh}}{T}\right]$	Norme simple de timp, $\left[\frac{\text{omh}}{\text{unitate de producţie}}\right]$	Consum de timp, h
Principale	perforarea găurilor	M_0	$m_0 = 0{,}20 \left[\frac{\text{omh}}{\text{m gaură}}\right]$	—
	încărcarea cu exploziv şi împuşcarea găurilor	M_1	$m_1 = 0{,}04 \left[\frac{\text{omh}}{\text{m gaură}}\right]$	—
	evacuarea materialului	M_2	$m_2 = 0{,}30 \left[\frac{\text{omh}}{t}\right]$	—
Secundare repetabile	susţinerea	M_3	$m_3 = 4{,}70 \left[\frac{\text{omh}}{\text{cadru}}\right]$	—
	montarea instalaţiilor conexe	M_4	$m_4 = 0{,}50 \left[\frac{\text{omh}}{\text{m înaintare}}\right]$	—
Secundare nerepetabile	intrarea personalului în mină	M_5	—	$t_5 = 0{,}3$
	controlul frontului de lucru	M_6	—	$t_6 = 0{,}4$
	aeraj şi odihnă	M_7	—	$t_7 = 0{,}2$
	ieşirea personalului	M_8	—	$t_8 = 0{,}3$

funcție de următorii parametri ai galerii transversale ce urmează a se săpa :

S este secțiunea galeriei transversale, m^2,

G — numărul de găuri, potrivit schemei de împușcare ;

k — un coeficient care ia în considerare înclinarea cu care se perforează găurile și efectul de rupere al acestora (determinînd legătura dintre lungimea medie de gaură l și dintre înaintarea efectuată pe ciclu w, astfel încît $w = kl$) ;

w — înaintarea efectuată în perioada de timp a unui ciclu (exprimată în m pe durata T a unui ciclu), care pentru cazul general o vom nota cu Q).

Volumele de lucrări necesare a se efectua într-un ciclu se pot exprima în funcție de acești parametri astfel :

$$Q_0 = G\frac{w}{k}\left[\frac{\text{m de gaură}}{T}\right]. \tag{29}$$

$$Q_1 = G\frac{w}{k}\left[\frac{\text{m de gaură}}{T}\right]. \tag{30}$$

$$Q_2 = Sw\gamma\left[\frac{t \text{ de material}}{T}\right]. \tag{31}$$

$$Q_3 = \frac{w}{d}\left[\frac{\text{număr de armături}}{T}\right]. \tag{32}$$

$$Q_4 = w\left[\frac{\text{m de instalații conexe}}{T}\right]. \tag{33}$$

Introducînd relațiile (29) ... (33) în (28), vom exprima volumele de lucru în funcție de parametrii principali ai galeriei transversale astfel :

$$nt = G\frac{w}{k}(m_0 + m_1) + Sw\gamma m_2 + \\ + \frac{w}{d}m_3 + w m_4 + n\,(t_5 + t_6 + t_7 + t_8). \tag{34}$$

Ca și în cazul relației (14), cunoscînd :

— normele compuse m_i ale complexelor de operații repetabile ;

— timpul t_j consumat pentru complexele de operații nerepetabile ;

— parametrii de bază ai lucrării G, S, k, γ, d ;

putem determina cu ajutorul relației (34) înaintarea w posibilă de efectuat în perioada de timp T a unui ciclu, astfel :

$$w = \frac{nt - n(t_5 + t_6 + t_7 + t_8)}{\frac{G}{k}(m_0 + m_1) + S\gamma m_2 + \frac{m_3}{d} + m_4} \tag{35}$$

$$\left[\frac{\text{unități de muncă}}{T}\right] \text{ sau } \left[\frac{\text{unități de produs}}{T}\right]$$

$$\left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right]$$

Această relație se poate pune sub forma ei generală :

$$Q = \frac{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j}{\sum_{i=1}^{p} Q_i m_i} = \\ = \frac{n(t - \sum_{j=p+1}^{p} t_j)}{\sum_{i=1}^{b} Q_i m_i}\left[\frac{\text{unități de produs}}{T}\right]. \tag{36}$$

Cunoscînd cantitatea totală de muncă consumată $M = nt$ și producția (serviciile sau lucrările) w (sau Q pentru cazul general), obținută în aceeași perioadă de timp T a unui ciclu, putem determina diferitele forme ale relațiilor generale cu care se pot calcula normele complexe de timp sau de producție.

a. *Plecînd de la relația* (28), care exprimă valoarea lui M, pe care o vom împărți prin Q, vom obține o serie de relații pentru calculul normei complexe de timp :

$$m = \frac{M}{Q} = \frac{Q_0}{Q}m_0 + \frac{Q_1}{Q}m_1 + \frac{Q_2}{Q}m_2 + \frac{Q_3}{Q}m_3 + \\ + \frac{Q_4}{Q}m_4 + \frac{n}{Q}(t_5 + t_6 + t_7 + t_8). \tag{37}$$

Dar raportul $\frac{Q_i}{Q} = V_i$ reprezintă cantitatea specifică de lucrări necesare a se efectua pentru un metru de înaintare (pentru unitatea de producție obținută).

Pentru cazul săpării galeriei, aceste cantități specifice de lucrări vor fi :

$$V_0 = \frac{Q_0}{Q} = \frac{Q_0}{w} = \frac{G}{k}\frac{\left[\frac{\text{m de gaură}}{T}\right]}{\left[\frac{\text{m de înaintare}}{T}\right]}$$

$$\text{sau } \left[\frac{\text{m de gaură}}{\text{m de înaintare}}\right].$$

$$V_1 = \frac{Q_1}{Q} = \frac{Q_1}{w} = \frac{G}{k}\left[\frac{\text{m de gaură}}{\text{m de înaintare}}\right]. \tag{38}$$

$$V_2 = \frac{Q_2}{Q} = \frac{Q_2}{w} = S_j\left[\frac{t \text{ de material}}{\text{m de înaintare}}\right] \text{ etc.}$$

Înlocuind relațiile (38) în (37), putem pune această relație sub una din formele ei generale de mai jos :

$$m_0 = \sum_{i=1}^{p} V_i m_i + \frac{1}{Q}\sum_{j=p+1}^{q} M_j = \\ = \sum_{i=1}^{p} V_i m_i + \frac{n}{Q}\sum_{j=p+1}^{q} t_j\left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right];$$

sau :

$$m_c = \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i} + \frac{1}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} M_j = \\ = \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+i}^{q} t_j \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unitate de produs}} \right]. \quad (39)$$

Norma complxă de producţie se poate clacula (ca inversa normei complexe de timp), astfel :

$$N_c = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} V_i m_i + \frac{1}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} M_j} = \\ = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} V_i m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unităţi de produs}}{\text{unitate de muncă}} \right];$$

sau ;

$$N_c = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i} + \frac{1}{Q} \sum_{i=p+1}^{q} M_j} = \\ = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unităţi de produs}}{\text{unitate de muncă}} \right]. \quad (40)$$

b. *Plecînd de la relaţia* (36), vom obţine o altă serie de relaţii pentru calculul normei complexe de timp, (împărţind pe M la Q) :

$$m_c = \frac{M \sum_{i=1}^{p} V_i m_i}{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j} = \\ = \frac{t \sum_{i=1}^{p} V_i m_i}{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unitate de produs}} \right];$$

sau :

$$m_c = \frac{M \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i}}{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j} = \\ = \frac{t \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i}}{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j} \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unitate de produs}} \right]. \quad (41)$$

Norma complexă de producţie se poate calcula astfel :

$$N_c = \frac{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j}{M \sum_{i=1}^{p} V_i m_i} = \\ = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} V_i m_i} \left[\frac{\text{unităţi de produs}}{\text{unitate de muncă}} \right];$$

$$N_c = \frac{M - \sum_{j=p+1}^{q} M_j}{M \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i}} = \\ = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i}} \left[\frac{\text{unităţi de produs}}{\text{unitate de muncă}} \right] \quad (42)$$

În literatura de specialitate ([2] p. 157 ; [3] p. 84 ; [4] p. 73 ; [8] p. 146 etc.) se recomandă, pentru calcularea normelor de producţie complexe, relaţia (43) (prezentată sub diferite forme) :

$$N_c = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} V_i m_i} = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i}}. \quad (43)$$

Această relaţie se aseamănă cu relaţiile (40) însă observăm că în relaţia (43) se neglijează complexele de operaţii nerepetabile (ca intrarea şi ieşirea din mină, controlul frontului de lucru, aerajul, sau în alte cazuri coborîrea şi scoaterea sculelor pe puţ, evacuarea apei din puţ etc.). Întrucît în relaţia de determinare a normelor simple s-au luat în considerare operaţiile nerepetabile, considerăm tot atît de justificat ca şi în relaţiile de determinare ale normelor complexe să se ia în considerare complexele de operaţii nerepetabile pentru a putea stabili relaţii general valabile de calcul a normelor.

Mihalski şi Kaciko [9] arată unele din deficienţele relaţiei (43) dată de literatură pentru calculul normelor complexe.

Relaţiile prezentate de aceşti autori se pot deduce în mod raţional din relaţia (28) scrisă sub forma $M = \sum Q_i m_i + \sum M_j$.

$$N_c = \frac{Q}{M} = \frac{Q}{\sum Q_i m_i + \sum M_j} \left[\frac{\text{m}}{\text{ommin}} \right] = \\ = \frac{350\ Q}{\sum Q_i m_i + \sum M_j} \left[\frac{\text{m}}{\text{omsch de 6 h}} \right]$$

Aplicație. Pentru ilustrarea celor de mai sus vom efectua calculul normelor complexe pentru procesul de săpare al unei galerii transversale. Cunoscînd normele simple de timp și cantitățile de timp indicate în tabela 2, vom avea :

$n = 5$ [muncitori]; $t = 6$ [h], $M = 30 \left[\frac{\text{omh}}{T}\right]$;

T — durata de timp a unui ciclu ; S=10,77 [m²]; $G = 25$ [găuri]; $h = 0,85$; $d = 1,2$; $j = 22$ [t/m³];

$$V_0 = \frac{G}{k} = \frac{25}{0,85} = 29,4 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{m înaintare}}\right];$$

$$V_1 = \frac{G}{k} = 29,4 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{m înaintare}}\right];$$

$$V_2 = Sw = 10,77 \times 2,2 = 23,694 \left[\frac{t}{\text{m înaintare}}\right];$$

$$V_3 = \frac{1}{d} = \frac{1}{1,2} = 0,833 \left[\frac{\text{cadre}}{\text{m înaintare}}\right];$$

$$V_4 = 1 \left[\frac{\text{m instalații}}{\text{m înaintare}}\right].$$

Tabela 3

Relațiile generale de calcul pentru normele simple și complexe de muncă

Normele compuse de timp	Normele complexe de timp
$m_s = \sum_{i=1}^{p} m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{p} t_j$ (20)	$m_c = \sum_{i=1}^{p} V_i m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+i}^{p} t_j$ (39)
$m_s = \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{p} t_j$ (20)	$m_c = \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{p} t_j$ (39)
$m_s = \frac{t \sum_{i=1}^{p} m_i}{t - \sum_{j=p+1}^{p} t_j} = \frac{t \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i}}{t - \sum_{j=p+1}^{p} t_j}$ (23)	$m_c = \frac{t \sum_{i=1}^{p} V_i m_i}{t - \sum_{j=p+1}^{p} t_j} = \frac{t \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i}}{t - \sum_{j=p+1}^{p} t_j}$ (41)
Normele compuse de producție	**Normele complexe de producție**
$N_s = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j}$ (21)	$N_c = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} V_i m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j}$ (40)
$N_s = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{p} t_j}$ (21)	$N_c = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} \frac{V}{N_i} + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j}$ (40)
$N_s = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{p} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} m_i} = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} \frac{1}{N_i}}$ (24)	$N_c = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} V_i m_i} = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} \frac{V_i}{N_i}}$ (42)
Producția pe durata de timp T	**Producția pe durata de timp T a unui ciclu**
$Q = \frac{n\left(t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j\right)}{\sum_{i=1}^{p} m_i}$ (15)	$Q = \frac{n\left(t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j\right)}{\sum_{i=1}^{p} Q_i m_i}$ (36)

pentru ($i = 1 \ldots p$) operații sau complexe de operații repetabile și pentru ($j = p + 1 \ldots q$) operații sau complexe de operații nerepetabile.

Aplicînd relaţia (35) vom calcula înaintarea în m efectuată de cinci muncitori într-un ciclu efectuat în 6 ore ;

$$w = \frac{30 - 5\,(0{,}3 + 0{,}4 + 0{,}2 + 0{,}3)}{29{,}4\,(0{,}20 + 0{,}04) + 23{,}694 \times 0{,}3 + 0{,}833 \times 4{,}7 + 0{,}5} =$$

$$= 1{,}291 \left[\frac{\text{m}}{T}\right].$$

Calculul normelor complexe de timp pot fi făcute cu una din relaţiile (39) sau (41). Aplicînd relaţiile (39) avem :

$$m_c = 18{,}5793 + \frac{1}{1{,}29}\,6 = 18{,}5795 +$$

$$+ \frac{5}{1{,}29}\,1{,}2 = 23{,}23 \left[\frac{\text{omh}}{\text{m de înaintare}}\right].$$

Aplicînd relaţiile (41) avem :

$$m_c = \frac{30 \times 18{,}5793}{30-6} = \frac{6 \times 18{,}5793}{6-1{,}2} =$$

$$= 23{,}23 \left[\frac{\text{omh}}{\text{m de înaintare}}\right].$$

Cantitatea totală de muncă este :

$$m_c w = 23{,}23 \times 1{,}29 = 30 \left[\frac{\text{omh}}{T}\right],$$

ceea ce verifică calculele.

Calculul normelor complexe de producţie se poate efectua cu una din relaţiile (40) sau (42).

Aplicînd relaţiile (40) avem :

$$N_c = \frac{1}{18{,}5793 + \frac{6}{1{,}29}} = \frac{1}{18{,}5793 + \frac{5}{1{,}29} \times 1{,}2} =$$

$$= 0{,}043 \left[\frac{\text{m de înaintare}}{\text{omh}}\right].$$

Aplicînd relaţiile (42) avem :

$$N_c = \frac{40-6}{30 \times 18{,}5793} = \frac{6-1{,}2}{6 \times 18{,}5793} =$$

$$= 0{,}043 \left[\frac{\text{m de înaintare}}{\text{omh}}\right].$$

Aplicînd relaţia (43) dată de literaratură se obţine o normă de producţie diferită de cea de mai sus :

$$N_c^1 = \frac{1}{18{,}5793} = 0{,}053 \ \frac{\text{m de înaintare}}{\text{omh}}.$$

Concluzii

Se stabileşte metodica determinării unor relaţii generale şi omogene pentru calculul normelor simple şi a normelor complexe, relaţii care sînt similare ca formă şi conţinut aşa după cum se arată în tabela 3.

Relaţiile de calcul, care pot fi puse sub diferite forme, lărgesc posibilitatea lor de utilizare în practică.

BIBLIOGRAFIE

[1] Marx, K. *Capitalul.* Vol. I, E.S.P.L.P., Bucureşti 1957.

[2] Antonov, B. B. *Tehniceskoe normirovanie organizaţia truda i zarabotnoi platt na rudnikah.* Metallurgizdat, Sverdlovsk, 1956.

[3] Buhalo, S. M. *Organizaţia i planironanie proizvodstva na ugolnih şahtah,* Ugletehizdat, Moskva, 1957.

[4] Ghercikov, S. S. *Organizaţia proizvodstva v kamenougolnoi promîşlenosti.* Moskva, 1953.

[5] Luca, Al. M. *Sistematizarea analizei proceselor complexe de producţie în minerit ca bază pentru introducerea normării tehnice şi organizării complexe a întreprinderii.* Revista Minelor, nr. 10, 1959.

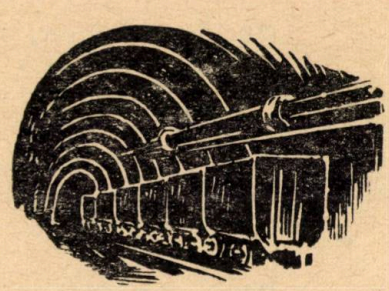
[6] Luca, Al. M. *O nouă metodă de proiectare a organizării proceselor de producţie minieră.* Revista Minelor, nr. 2, 1960.

[7] Luca Al. M. *Cu privire la unităţile utilizate în normarea tehnică a muncii.* Revista Minelor, nr.5, 1961,

[8] Misarin, D. M. şi Maşkov A. N. *Ekonomia, organizaţia i planirovanie proizvodstva gornorudnih predpriatiah.* Gosgortehizdat, Moskva, 1961.

[9] Mihalskii, S. şi Kaciko, I. *Soverşenstvovati metodi opredelenia norm v ugolnoi promîşlenost.* Socialisticeskii trud, iulie 1961, p. 88—92.

[10] Siderman, S. G. *Organizaţia i planirovanie proizvodstva v ugolnoi promîşlenosti.* Gosgortehizdat, Moskva, 1961.



Epurarea apelor reziduale din instalațiile de preparare (II)

Ing. *I. GROU*
și
ing. *D. TULLIU*

1. Procedee fizice pentru tratarea apelor reziduale

O posibilitate de epurare a apelor reziduale, în scopul îndepărtării substanțelor chimice de genul reactivilor de flotație, este adsorbția substanțelor toxice pe diferite substanțe adsorbante.

Ca substanțe adsorbante se pot folosi: cenușă de la cazane sau generatoare, zgură minerală, semicocs granular, zgură de furnal, rumeguș, argile adsorbante etc.

Puterea de adsorbție a reactivilor de flotație pe substanțele adsorbante este dată de izoterma de adsorbție a lui Freundlich :

$$\frac{x}{m} = K_c^{1/n},$$

în care :

x este cantitatea de substanță adsorbită ;
m — masa de substanță adsorbantă ;
$\frac{x}{m}$ — putere de adsorbție ;
K, n — constante caracteristice fenomenului de adsorbție ;
K — gradul de fărîmițare al adsorbantului ;
$1/n$ — exponentul de adsorbție.

Determinarea valorilor constantelor K și n se face de regulă grafic (fig. 1). Astfel, logaritmînd izoterma Freundlich rezultă :

$$\log x - \log m = \log K + 1/n \log C.$$
$$\log x = \log m + \log K - 1/4 \log C$$
$$\log x = \log Km + 1/n \log C$$

Ultima ecuație poate fi asimilată din punct de vedere analitic cu ecuația unei drepte de tipul $y = a + bx$ în care a este distanța dintre origine și intersecția dreptei cu ordonata (în cazul nostru $\log Km = OA$), iar b este tangenta unghiului făcut de dreaptă cu abscisa (în cazul nostru $1/n = \text{tg } \varphi$). Pe diagrama obținută se măsoară OA și unghiul φ.

Constanta $1/n$ variază relativ puțin pentru diferiți adsorbanți folosiți, în schimb constanta K variază foarte mult, în funcție de substanța respectivă.

Pentru adsorbție structura stratului superficial al adsorbantului are o importanță deosebită. În general, procesul de adsorbție nu decurge uniform pe toată suprafața ; există unele puncte mai active pe care fenomenul decurge mai intens. Aceste locuri sînt de regulă proeminențele bruște provocate de muchiile microcristaline. Pe aceste muchii se află particule izolate cu valențe libere care exercită o atracție puternică asupra substanțelor ce se adsorb. De aceea se va căuta ca în locul unei suprafețe netede să fie o suprafață cît mai neregulată, cu un număr cît mai mare de proeminențe microscopice.

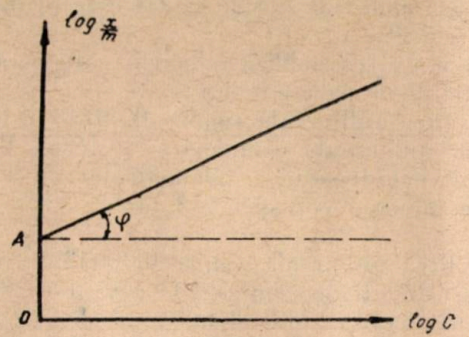


Fig. 1. Determinarea grafică a constantelor K și n din izoterma Freundlich.

De asemenea, este știut faptul că procesul trecerii substanțelor amorfe în cristale este legat de o pierdere a energiei libere. De aici se poate conchide că suprafața substanțelor amorfe are o energie superficială mai mare și adsoarbe mai energic decît suprafața cristalină.

Cantitatea de reactivi de flotație adsorbiți depinde de concentrația reactivului adsorbit, de temperatura la care se petrece fenomenul și de natura adsorbantului.

Metoda indirectă de adsorbție folosește precipitanți chimici pentru epurarea apelor reziduale. Reziduurile formate prin acțiunea precipitanților adsorb impuritățile, care în felul acesta sînt îndepărtate din apă.

2. Procedee chimice pentru epurarea apelor reziduale

Metodele chimice care pot intra în discuție la epurarea apelor reziduale sînt numeroase și depind de conținutul și natura reactivilor nocivi din apele reziduale. Descrierea acestor procedee se va face în cadrul discutării posibilităților de epurare a reactivilor folosiți frecvent în instalațiile de preparare.

3. Repartiția reactivilor de flotație pe produsele de preparare

Una din condițiile necesare de alegere a metodei de epurare a apelor reziduale este cunoașterea concentrației de reactivi de flotație în apa reziduală respectivă, deoarece pentru fiecare metodă de epurare există condiții optime de concentrație.

O mare parte a reactivilor de flotație, în virtutea adsorbției, se fixează în minereu și se găsește în spumă. De aceea, față de tehnologia flotației se pune problema lămuririi comportării reactivilor de flotație în cursul procesului și în special în ce cantități sînt distribuiți în diverse produse ale flotației.

Să presupunem că într-o instalație de flotație a unor minereuri complexe consumul de flotanol cu un conținut de 25% fenol este de 100 g/t, iar consumul de xantat cu puritate 80% este de 150 g/t.

În acest caz cantitatea inițială de fenol introdusă în procesul de preparare este de $100 \times 0{,}25 = 25$ g/t fenol, iar cea de xantat este de $150 \times 0{,}8 = 120$ g/t.

Presupunem că analiza tulburelii care părăsește instalația de preparare indică :

— 1 litru tulbureală conține 0,00143 g fenol, sau 1 m^3 tulbureală conține 1,43 g fenol. Pentru un raport lichid: solid al tulburelii de 3,5 : 1, la o tonă de minereu corespunde $1{,}43 \times 3{,}5 = 5$ g fenol ;

— 1 litru tulbureală conține 0,00043 g xantați sau 1 m^3 tulbureală conține 0,43 g xantați. Pentru un raport lichid : solid al tulburelii de 3,5 : 1, la o tonă de minereu corespunde $0{,}43 \times 3{,}5 = 1{,}5$ g xantați.

Rezultă că în tulbureala care părăsește instalația de preparare presupusă, conținutul de fenol este de 5 g/t și reprezintă 20% din totalul fenolului folosit inițial, iar consumul de xantați este de 1,5 g/t și reprezintă 1,25 din xantații folosiți inițial.

În produsele de concentrare rămîne ca atare 20 g fenol, adică 80% din fenolul folosit inițial și 118,5 g xantat, adică 98,5% din xantatul folosit inițial.

Din datele de mai sus, se observă o repartizare preferențială a reactivilor de flotație în concentrat, în timp ce în apa reziduală se repartizează mai puțin de 25% din reactivii folosiți inițial. Această repartiție a reactivilor de flotație are o importanță deosebită, deoarece în multe cazuri, printr-o dozare judicioasă a reactivilor de flotație, se ajunge ca în apa reziduală conținutul de reactivi să fie în asemenea proporție încît să nu mai necesite o epurare chimică.

4. Recirculația și folosirea repetată a apelor cu conținut de reactivi de flotație

Problemele discutate în capitolul precedent, privind concentrația reactivilor de flotație în apele reziduale ale instalațiilor de preparare, au o mare importanță la aplicarea metodelor de recirculare și de folosire repetată a apelor reziduale. Acolo unde nu se dispune de apă suficientă, se observă tendința de a folosi apa de circulație pînă cînd va fi saturată de impurități în așa măsură, încît utilizarea ei mai departe nu mai este posibilă. În acest caz, apa reziduală se înlocuiește parțial sau total cu apă proaspătă.

Concentrațiile admisibile de reactivi de flotație și de alte impurități ale apelor de circulație sînt în funcție de condițiile tehnologice ale instației respective.

În cazul spălătoriilor de cărbune, la flotațiile colective și la procesele de obținere a aurului din minereuri prin amalgamare, reutilizarea apelor reziduale epurate mecanic este în prezent tot mai des folosită, deoarece nu duce la o perturbare a fluxului tehnologic din punctul de vedere al indicilor obținuți.

Reutilizarea apelor reziduale la instalațiile care aplică flotația diferențială în cazul minereurilor complexe este de dată recentă, iar literatura de specialitate dă indicații vagi asupra posibilității practice de aplicare a acestui procedeu.

În general, folosirea apei reziduale în cazul flotației Pb—Cu—Zn produce perturbații în procesul tehnologic.

Aceste perturbații se datoresc în cea mai mare măsură ionilor Cu^{++}, care activează blenda și o fac să se repartizeze în toate concentratele obținute, și ionilor CN^- care depresează galena dînd pierderi în steril. De aceea pentru reutilizarea apei reziduale în cazul flotării unor asemenea minereuri se pune problema epurării acestei ape în scopul îndepărtării ionilor Cu^{++} și CN^-.

Metoda cea mai des folosită pentru îndepărtarea ionilor Cu^{++} din apele reziduale constă în cimentarea acestora pe șpan de fier.

În acest proces Cu^{++} se depune sub formă de Cu metal, iar locul lui în soluție este luat de ionii Fe^{++} care în același timp rezolvă și îndepărtarea ionilor nocivi CN^-, deoarece împreună cu ionii Fe^{++} formează ferocianuri $[Fe(CN)_4]$ care precipită.

5. Comportarea reactivilor de flotație în apă și metode de epurare

Analizînd lista reactivilor de flotație folosiți mai des în instalațiile de preparare vedem că aici figurează reactivi pe bază de fenoli, xantați, produse de prelucrare a țițeiului, acizi grași și derivații lor, precum și o serie de reactivi modificatori.

Cianurile au de asemenea o largă întrebuințare în cazul preparării piritelor aurifere prin metoda cianurației și în cazul cînd se urmărește o valorificare mai economică a produselor de concentrare plumbo-cuproase.

În numeroase țări s-au stabilit, după diverse puncte de vedere, cifre orientative reprezentînd valorile limită ale acestor impurități în bazinele de apă. În cele ce urmează vom analiza compor-

tarea grupelor mai importante de reactivi de flotație și metodele adecvate de epurare.

Fenolii se întîlnesc în reactivii spumanți naturali de tipul flotanolului sau gudroanelor rezultate de la distilarea cărbunilor.

Deoarece fenolii sînt toxici și au miros neplăcut, care persistă la cantități foarte mici, prezența lor în bazinele de ape naturale nu este permisă decît la o concentrație foarte redusă (0,001 mg/l). În legătură cu aceasta trebuie menționat faptul că prezența unor cantități mici de fenol în bazinele de apă (de exemplu 0,1—0,2 mg/l), poate duce la înrăutățirea gustului cărnii de pește în așa fel încît să devină necomestibilă. De asemenea, diverșii omologi ai fenolului care pătrund în bazinele de apă, din cauza posibilității de clorurare, sînt capabili să altereze mirosul și gustul apei, ceea ce este important cînd apa este folosită ca apă potabilă. Se pot cita numeroase exemple din trecut, cînd fenolii au avut o influență dezastruoasă asupra bazinelor de apă și deci asupra alimentării orașelor cu apă (Dresda, Rostok, Stehin etc.).

În tabela 1 sînt date limitele influenței dăunătoare a compușilor fenolului asupra bacteriilor, algelor și altor organisme vii.

Tabela 1

Compușii fenolului	Limita influenței dăunătoare, mg/l		
	bacterii (escherichia-coli)	alge (secemedesmus)	raci mici (daphnia)
p-amino-fenol	8—10	6	0,6
o-oxibenzen	90	6	4
p-fenol butilic	100	10	8
hidrochinona	50	4	0,5
M-crezol	600	40	28
O-crezol	60	40	16
P-crezol	1 000	6	12
fenol	1 000	40	16
pirogalol		8	18
rezorcină	1 000	60	0,8
m-xilenol	100	40	16
o-xilenol	500	40	24
p-xilenol	100	40	16

Apele reziduale care părăsesc iazurile de decantare au adesea conținuturi în fenoli pînă la 10 mg/l, iar normele în vigoare prevăd, pentru bazinele de ape naturale, o concentrație sub 0,001 mg/l.

Dintre metodele care pot intra în discuție la epurarea apelor reziduale cu conținut de fenoli se citează :

a. *Metode chimice*

— Trecerea fenolului sub forma unei sări metalice (de sodiu sau de calciu), deoarece fenolul legat sub formă de sare nu mai este toxic.

Reacția care are loc în prezența apei este reversibilă :

$$C_6H_5OH + NaOH \rightleftarrows H_2O + C_2H_5ONa.$$

Pentru deplasarea reacției în sensul formării fenolatului de sodiu și pentru ca acesta să nu se descompună este nevoie de un consum mare de hidroxid de sodiu.

— Oxidarea fenolului cu bioxid de mangan în prezența H_2SO_4.

Reacția se bazează pe faptul că fenolii sînt sensibili la oxidare (care atacă nucleul aromatic) dînd chinone și compuși mai complicați, netoxici.

— În cazul în care se pune problema recuperării fenolului se obișnuiește a se folosi rășinile schimbătoare de ioni, procedeu care prezintă dezavantajul că aceste rășini sînt în general scumpe.

b. *Metode fizice*

— Extracția fenolului cu solvenți organici de tipul benzen, toluen, uleiuri minerale ușoare etc. Procedeul prezintă dezavantajul extracției unei cantități prea mari de apă.

— Adsorbția fenolilor pe diferite substanțe adsorbante (cenuși de la cazane sau generatoare, zgură minerală, semicox granular, zgură de furnal, argile adsorbante, rumeguș etc.).

O tonă de cenușă de cărbune brun poate adsorbi 250 g fenol, iar o tonă de cenușă de turbă adsoarbe pînă la 900 g fenol.

Această metodă este în prezent cea mai frecvent întrebuințată.

c. *Metode biologice* (filtrele biologice) se bazează pe faptul că o serie de microorganisme distrug fenolii pentru a-și procura pe această cale carbonul de care au nevoie.

Bacteriile escherichia-coli pot descompune circa 50—100 mg fenoli pe oră, iar Oöspora descompune fenoli, cresoli și xilenoli în concentrații de 100 mg/l/h.

Adesea metodele de epurare biologică sînt aplicabile pentru curățarea apelor cu conținut de fenol dacă se mai adaugă fosfați și nitrați (după metoda Magdeburg) pentru a crea condiții favorabile de activitate vitală microorganismelor.

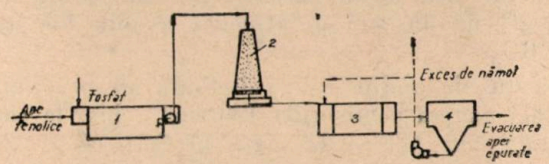


Fig. 2. Schema unei instalații de epurare biologică tip pentru epurarea în două trepte a apelor reziduale fenolice :

1 — bazin de amestec; 2 — filtru turn; 3 — bazin cu nămol activ; 4 — clasificator.

În figura 2 este dată schema unei instalații de epurare biologică tip, pentru epurarea în două trepte a apelor reziduale fenolice. De obicei, tratarea biologică a apelor reziduale cu conținut de fenoli se realizează în două trepte, din cauză că filtrele percolatoare turn au, în privința elimi-

nării fenolilor, o eficacitate redusă (25% din cea a procedeului cu nămol activ) astfel încît procesul biologic trebuie completat cu o a doua treaptă. Procedeul cu nămol activat este foarte eficace dar prezintă dezavantajul că este supus la dereglări din cauză că nămolul activ este foarte sensibil la creşteri bruşte ale concentraţiei în fenoli. De aceea filtrul percolator turn are rolul de compensator faţă de variaţiile concentraţiilor în fenoli.

Xantaţii sînt prezenţi în apele reziduale în concentraţii relativ mici care nu depăşesc 5 mg/l, în majoritatea cazurilor fiind sub 1 mg/l.

Ţinînd seamă de faptul că începînd de la o concentraţie de 0,05 mg/l xantaţii imprimă apei un miros neplăcut, normele în vigoare au fixat ca limită maximă admisibilă în bazinele de ape naturale concentraţia de 0,1 mg/l.

Xantaţii au proprietatea de a se descompune cu multă uşurinţă în contact cu apa. De aceea prezenţa lor în apele reziduale este temporară şi în majoritatea cazurilor nu se impun procedee speciale de îndepărtare.

Produsele de la prelucrarea ţiţeiului cuprind ca reactivi uzuali de flotaţie: acizi naftenici, whitespirit, parafina, izoparafina, petrolul, uleiuri etc.

Prezenţa acestor substanţe, chiar în concentraţii reduse, poate provoca un miros sau gust neplăcut.

În funcţie de concentraţia impurităţilor din apele reziduale, se aplică procedeele folosite în cazul fenolilor, adică epurarea chimică, prin adsorbţie sau biologică.

Acizii graşi şi derivaţii lor folosiţi mai des în procesul flotaţiei sînt acidul oleic, oleatul de sodiu, acidul palmitic, palmitat de sodiu, stearaţii, acidul linolic, linoleaţi. Aceşti reactivi, caracterizaţi prin catene carbonice lungi, sînt greu solubili în apă şi de aceea epurarea lor pe cale biologică este greu de realizat, deoarece înainte de descompunerea biologică ei nu pot fi trecuţi în soluţie. Celelalte metode sînt în curs de cercetare.

În privinţa toxicităţii acizilor organici în bazinele de apă, acizii formici, în concentraţie de 10 mg/l nu au nici o influenţă asupra factorului CBO_5.

Oleatul de sodiu în apa distilată are o acţiune mortală asupra peştişorilor Phoxinus chiar la concentraţii între 11 şi 12 mg/l, în timp ce în apa dură această acţiune se manifestă numai la o concentraţie de 1 000 mg/l.

Palmitatul de sodiu şi majoritatea săpunurilor au valori ctitice asemănătoare.

Reactivii modificatori mai importanţi folosiţi în procesul de flotaţie sînt: acidul sulfuric, acidul clorhidric, carbonaţii şi diverse săruri, mai ales ale metalelor grele.

Apele reziduale care conţin aceste substanţe influenţează în special asupra *p*H-ului bazinelor de apă, avînd o acţiune toxică mai redusă.

În legătură cu valoarea potenţialului de hidrogen în bazinele de apă cu peşte, se poate spune că la un *p*H de 4,6, crapii se îmbolnăvesc şi mor, păstrăvul este mai sensibil la acţiunea acizilor, în timp ce ştiuca şi linul are o sensibilitate mai scăzută.

Acţiunea mortală la $pH = 4,6$ asupra linului survine abia peste două zile.

Rezultă că în cazul apelor cu *p*H-ul acid se pune problema corectării acestor valori la limitele admisibile, astfel încît după amestecul cu apele din bazinele naturale *p*H-ul să fie de 6,5—8,5.

Neutralizarea apelor reziduale acide se face cu reactivi ieftini, dintre care cel mai indicat este varul, adăugat de obicei sub formă de lapte de var sau prin filtrare peste piatra de var (calcar natural).

Notînd cu x puritatea calcarului în % şi cu y aciditatea apei în g SO_4H_2/m^3, pentru neutralizarea unui metru cub de apă reziduală acidă va fi nevoie de $0,12 \frac{x}{y}$ kg calcar.

Cianurile conţinute în apele reziduale care părăsesc iazurile de decantare sînt în majoritatea cazurilor toxice, datorită conţinutului relativ ridicat în ionii CN^-.

Singura cianură complexă care nu are acţiune toxică este cea de fier datorită stabilităţii ei.

Celelalte cianuri complexe precum şi NaCN sau KCN, fiind puţin stabile în mediu apos, se disociază punînd în libertate ionii CN^- care sînt toxici.

Normele în vigoare limitează conţinutul de cianuri în bazinele de apă la 0,010 mg/l.

Metodele de îndepărtare a cianurii libere din leşiile reziduale se împart în două grupe:

— metode care urmăresc regenerarea cianurii;

— metode care urmăresc transformarea cianurii într-un produs netoxic.

a. Printre metodele care urmăresc regenerarea cianurii, cea mai frecvent utilizată este metoda recuperării ceanurii bazată pe eliberarea ionilor CN^- sub formă de HCN, prin acidularea şi captarea acestuia într-o soluţie de hidroxid alcalin.

Tehnologia adoptată este următoarea:

Acidularea leşiilor de cianură cu SO_4H_2 → antrenarea prin curent de aer a HCN format → adsorbirea HCN în soluţie de NaOH 20%.

Au loc următoarele reacţii chimice:

$$2\ NaCN + SO_4H_2 \rightarrow 2\ HCN + SO_4Na_2$$

$$2\ NCN + aer \rightarrow 2\ HCN$$

$$2\ HCN + 2NaOH \rightarrow 2\ NaCN + H_2O.$$

Alte metode folosesc răşinile schimbătoare de ioni de tip anionit. Faţă de prima metodă acestea prezintă dezavantajul unui preţ de cost ridicat al răşinilor.

b. Printre metodele de transformare a cianurii într-un produs netoxic se menționează :

— tratarea leșiilor de cianură cu sulfat feros, sub acțiunea căruia ionii CN^- se transformă în ferocianură feroasă $Fe(CN)_6Fe_2$;

— tratarea leșiilor de cianură cu MnO_4K care oxidează ionii CN^- la cianat ;

— tratarea leșiilor de cianură cu clor la un *p*H bazic unde sub acțiunea clorului grupa CN^- se oxidează la cianat.

La aplicarea metodelor de mai sus, se întîmplă adesea ca în soluțiile reziduale să mai rămînă o cantitate de cianură reziduală care pentru a nu deveni periculoasă trebuie să fie diluată cu foarte multă apă înainte de vărsarea în bazinele respective.

În ultimul timp a început să capete aplicare și procedeul de epurare biologică a leșiilor reziduale, care constă în tratarea leșiilor cu microorganisme care distrug ionul CN^- pentru a-și procura carbonul și azotul de care au nevoie.

În acest procedeu se cresc culturi de bacterii care se aclimatizează pentru gruparea CN^-, iar apoi bacteriile aclimatizate sînt alimentate cu ape reziduale ce conțin aceste cianuri.

Concluzii

Impurificarea apelor de suprafață, fiind o problemă de importanță deosebită, în țările cu industrie dezvoltată sînt stabilite norme pentru scurgerea apelor reziduale în bazinele de apă, prin care se prescriu ca diverse substanțe în bazinele de apă să nu depășească valorile limită orientative.

În țara noastră în vederea protecției calităților apelor, care reprezintă o importantă avuție națională, prin HCM 311/1963 s-a hotărît luarea de măsuri speciale pentru înlăturarea completă a stării de impurificare a tuturor bazinelor de apă.

Instalațiile de preparare, care prin specificul lor folosesc cantități mari de apă, conduc la impurificarea acestor ape cu substanțe minerale în suspensie, precum și cu substanțe chimice provenite din reactivii de flotație folosiți în procesele tehnologice. De aceea se impune epurarea tuturor apelor reziduale din instalațiile de preparare, prin folosirea procedeelor mecanice și chimice de epurare.

Dacă epurarea mecanică în momentul de față este generalizată la majoritatea instalațiilor de preparare obținîndu-se rezultate satisfăcătoare, nu același lucru se întîmplă cu epurarea chimică a cărei aplicabilitate în puținele instalații de preparare este de dată recentă, în multe părți fiind încă în fază de cercetare.

Deși principiile sînt stabilite, metodele de epurare chimică a apelor reziduale sînt în continuă schimbare.

Aceasta se explică prin faptul că tehnologiile moderne de preparare sînt legate de introducerea unor noi reactivi de flotație și ca urmare rezultă noi categorii de ape reziduale impurificate cu alte substanțe.

Avînd în vedere faptul că apele reziduale epurate mecanic conțin în majoritatea cazurilor substanțe chimice nocive care pot impurifica bazinele de apă receptoare, pentru o epurare chimică satisfăcătoare se impune necesitatea construirii de instalații speciale bazate pe procedee biologice, fizice sau chimice de epurare.

De asemenea, pentru reducerea conținutului substanțelor nocive ar trebui să se acorde atenție deosebită posibilității utilizării apei recirculate, sau refolosirii apei reziduale.

Problema epurării chimice a apelor reziduale din instalațiile noastre de preparare a minereurilor este în fază de cercetare, neexistînd pînă în prezent nici o instalație de acest gen.

În cadrul Institutului de cercetări miniere au fost studiate la scară de laborator unele aspecte cu privire la :

— repartiția reactivilor de flotație pe produse de preparare la instalațiile Deva și Baia de Arieș;

— reutilizarea apelor reziduale la flotația centrală Baia Mare;

— defenolarea apelor reziduale;

— posibilități de recuperare a cianurii din leșiile reziduale de la Baia de Arieș.

Pe baza rezultatelor favorabile obținute, încercările vor fi reluate la scară pilot și semiindustrială, urmînd să se definitiveze în prima fază tehnologia optimă pentru defenolarea apelor reziduale și pentru recuperarea cianurii din leșiile reziduale de la Baia de Arieș.

În instalațiile pentru prepararea cărbunilor, epurarea chimică nu se impune ca o necesitate, datorită folosirii unor reactivi de flotație fără fenoli, netoxici, de tipul naftenatului de sodiu.

Cercetările recente efectuate de ICEMIN în vederea găsirii altor reactivi de flotație de mare eficacitate fără conținut de fenoli au arătat că prin utilizarea clorurii de sodiu la flotarea șlamului de cărbune din Valea Jiului, în afara indicilor tehnico-economici superiori obținuți, CaCl are și o acțiune favorabilă asupra limpezirii tulburelii sterile rezultată de la flotație, acționînd ca un floculant energic.

Prin folosirea NaCl ca reactiv în locul naftenatului de sodiu, vitezele de limpezire ale șlamului steril sînt de 10—20 ori mai mari.

Rezultatele și avantajele obținute obligă experimentarea acestei tehnologii la scară industrială.

BIBLIOGRAFIE

[1] Stanisavlievici, L. *Tratarea apelor industriale și reziduale*. Editura tehnică, București, 1957.

[2] Trawinschi, H. F. *Expunere cu privire la teoria clasării și îngroșării*. Industria minieră — Caiet selectiv, nr. 9, 1963.

[3] Renier, M., Luscher, A. şi Cochet, E. *Filtrarea apelor reziduale şistoase în instalaţiile de preparare a cărbunilor din Franţa.* Comunicări prezentate la al 4-lea Congres internaţional pentru prepararea cărbunilor de la Harrogate 1962. Industria minieră — Caiet selectiv, nr. 7, 1963.

[4] Grou, I. *Epurarea fizică şi chimică a apelor reziduale de la instalaţiile de preparare a minereurilor şi cărbunilor din R.S.C.* Raport asupra vizitei de documentare în R.S.C., (uz intern) 1962.

[5] ICEMIN. *Studiul metodelor de epurare chimică a apelor reziduale ce părăsesc iazurile de decantare şi a apelor de mină.* 1961.

[6] CSA. *Schimb de experienţă în legătură cu problema epurării apelor reziduale din U.R.S.S., R.S.C., Anglia, Franţa.* Material documentar editat de CSA pentru uz intern, 1963.

[7] *** *Problemele reglării calităţii apelor naturale şi reziduale în legătură cu folosirea reactivilor de flotaţie la prepararea minereurilor.* Referat prezentat de R.D. Germană la sesiunea C.A.E.R., Freiberg, 1960.

[8] Dahlstrom, D. A. *Prelucrarea şi evacuarea reziduurilor de la flotaţia cărbunilor.* Mining Congress Journal, nr. 3, 1962.

Noi variante ale metodei de exploatare cu înmagazinare

Ing. *D. PANAIT*
aspirant

În ultimii ani metodele de exploatare cu rambleiere sau armare tind a fi înlocuite cu metode de exploatare de mai mare productivitate, o mai mare viteză de deplasare a frontului de lucru şi cu un indice de mecanizare superior — metodele de exploatare cu înmagazinarea minereului.

Variantele metodei de exploatare cu înmagazinarea minereului (cu minereu remanent) au drept scop :

— extinderea domeniului de aplicare ;
— micşorarea diluţiei şi a pierderilor ;
— micşorarea tendinţei de tasare a minereului ;
— creşterea gradului de mecanizare a unor operaţii care necesită timp şi un volum destul de mare de lucru ;
— îmbunătăţirea condiţiilor de lucru în abataj şi la încărcarea minereului la nivelul orizontului de bază ;
— micşorarea lăţimii spaţiului excavat etc.

Dinamica creşterii ponderii metodei de exploatare cu înmagazinarea, atît în R.P.R., cît şi în alte ţări, în cadrul exploatării filoanelor subţiri şi medii de mare înclinare, demonstrează tendinţa actuală de extindere a aplicării acestei metode.

I. Importanţa operaţiei de evacuare a minereului din magazin (bloc) şi posibilităţi de micşorare a duratei.

Aplicarea metodei de exploatare cu înmagazinarea este condiţionată de mulţi factori ; adesea ca factor de bază se ia în considerare posibilitatea evacuării minereului atît în perioada tăierii, cît mai ales în perioada evacuării totale. Din literatura de specialitate [2], [7], [9], rezultă că în medie consumul de timp pentru evacuarea minereului este cuprins între 27 şi 65% din timpul total pentru producerea tonei de minereu la nivelul orizontului de bază.

Repartizarea timpului pe procese simple la mina Hrustalnîi este redată în tabela 1.

Dintre cauzele care îngreuiază evacuarea sînt de menţionat :

— compoziţia granulometrică a materialului din magazin (bloc) ;
— dimensiunile gurii de evacuare şi distanţa dintre ele ;

Tabela 1

Tăierea minereului		Evacuarea minereului din bloc		Susţinerea suitorilor		Diverse		Total	
Posturi/m³	%	Posturi/m³	%	Posturi/m³	%	Posturi/m³	%	Posturi/m³	%
0,18	42,85	0,175	41,66	0,060	14,52	0,005	0,99	0,42	100

— susținerea spațului excavat și în primul rînd poziția armăturilor față de axul gurilor de rostogol.

În procesul de evacuare are loc un dublu fenomen și anume agățarea la nivelul gurii de rostogol și agățarea sau formarea așa numitei bolte în bloc, care are loc atunci cînd filonul este subțire, iar granulația este neuniformă. Încercările de laborator verificate în practică au arătat că susținerea nu împiedică evacuarea minereului dacă armăturile sînt distribuite în rînduri paralele pe axul rostogolurilor. Printr-o încărcare uniformă din cîteva guri, liniile de evacuare corspunzătoare fiecăreia se întretaie ceea ce elimină posibilitatea agățării minereului. Prin această distribuție a armăturilor, productivitatea la încărcare este aproximativ aceeași ca și în cazul aplicării metodei de exploatare cu înmagazinare și fără susținere. Încercările de laborator [7] au stabilit așa-numitul coeficient de trecere :

$$\lambda = \frac{l}{d}, \qquad (1)$$

unde :
l este distanța dintre armături ;
d — diametrul mediu al materialului ;
λ — are valori diferite în funcție de lățimea spațiului excavat și de înclinarea filonului. (De pildă, la înălțimea spațiului excavat de 1 m, $\lambda \geqslant 4 - 5$; la lățimea spațiului excavat de 2 m, $\lambda \geqslant 2 - 2{,}5$, iar la lățimea spațiului excavat mai mic de 1 m, distanța minimă dintre rîndurile de armătură este de 2—3 m.

Timpul necesar evacuării unei tone în funcție de construcția gurilor de rostogol este redat în tabela 2, [9].

Din cronometrările făcute la o serie de mine rezultă că din timpul aferent pentru evacuarea unei tone de minereu, circa 30% reprezintă timpii morți pentru înlăturarea agățărilor la gurile de rostogol [17].

Tabela 2

Construcția gurii	Distanța dintre guri, m	Timpul necesar evacuării, min. om/T
Guri obișnuite din lemn	6	16,8
Guri continue	0,6	5,5
Fără guri de rostogoluri	—	2,8
Guri obișnuite din lemn	3	9,6

În afară de pierderile de timp ocazionate de agățări sau de o curgere neuniformă a materialului care influențează asupra productivității muncii la evacuare, un rol destul de important asupra prețului de cost reprezintă și cheltuielile necesare pentru execuția și întreținerea curentă a gurilor de rostogol. Un alt factor important este timpul de rămînere a minereului în magazin, respectiv durata de evacuare a blocului care determină gradul diluției secundare, ocazionate de desprinderea de material din coperișul și culcușul filonului. Unii specialiști, printre care I. T. Ostanov [10] indică diluția secundară de 5—7%, A. A. Bovin [13] — de 6,8—7,7%, diluție care reprezintă 16—24% față de diluția generală.

Calculul diluției secundare depinde într-o mare măsură de exactitatea și corectitudinea datelor ca urmare a greutății pe care o prezintă măsurarea spațiului excavat după evacuare, precum și a faptului că totodată există resturi de minereu, în spe-

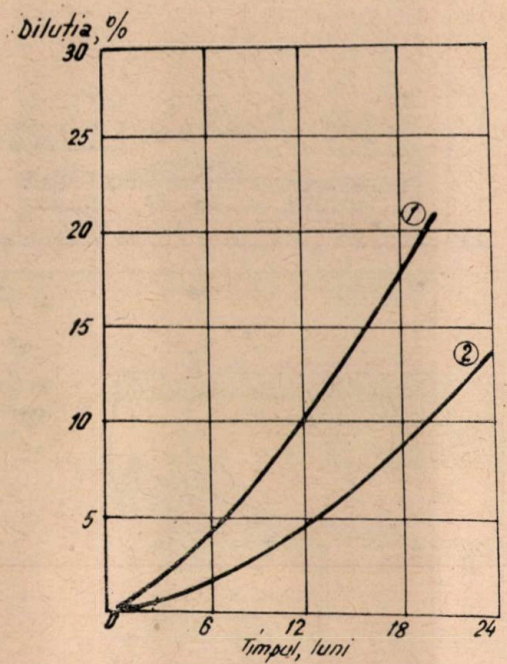


Fig.1. Diluția în funcție de timp :
1. — diluția în funcție de timp în cazul aplicării metodei de exploatare cu înmagazinare și susținere ; 2 — diluție secundară pentru cazul aplicării metodei de exploatare cu înmagazinare fără susținere.

cial pe vatra filonului, mai ales atunci cînd filonul schimbă înclinarea. Față de metoda de exploatare fără susținere, metoda de exploatare cu susținere și înmagazinare, fie că este vorba de susținere în lemn sau metalică, pierderile de minereu din metal scad aproape 50% și în același timp are loc o reducere a prețului de cost [8].

În tendința de a ușura procesele de evacuare o mare atenție s-a acordat și se acordă formei și dimensiunilor gurilor de rostogol [3], precum și a distanței dintre gurile de rostogoluri.

Alegerea parametrilor și tipului gurilor de rostogol se determină în funcție de mulți factori. Unii specialiști [2], [3], [8] recomandă mărirea dimensiunilor gurilor de rostogol. Soluția radicală ar consta în eliminarea lor completă.

II. Variante ale metodei de exploatare cu înmagazinare (cu minereu remanent)

a. Varianta metodei de exploatare cu înmagazinare și orizont al screperului, constă din eliminarea gurilor de rostogol, pe toată lungimea blocului rămînînd a se folosi cei doi suitori de panou, sau ridicarea pînă la nivelul orizontului screperului a unui suitor central. Prin aceasta se elimină gurile

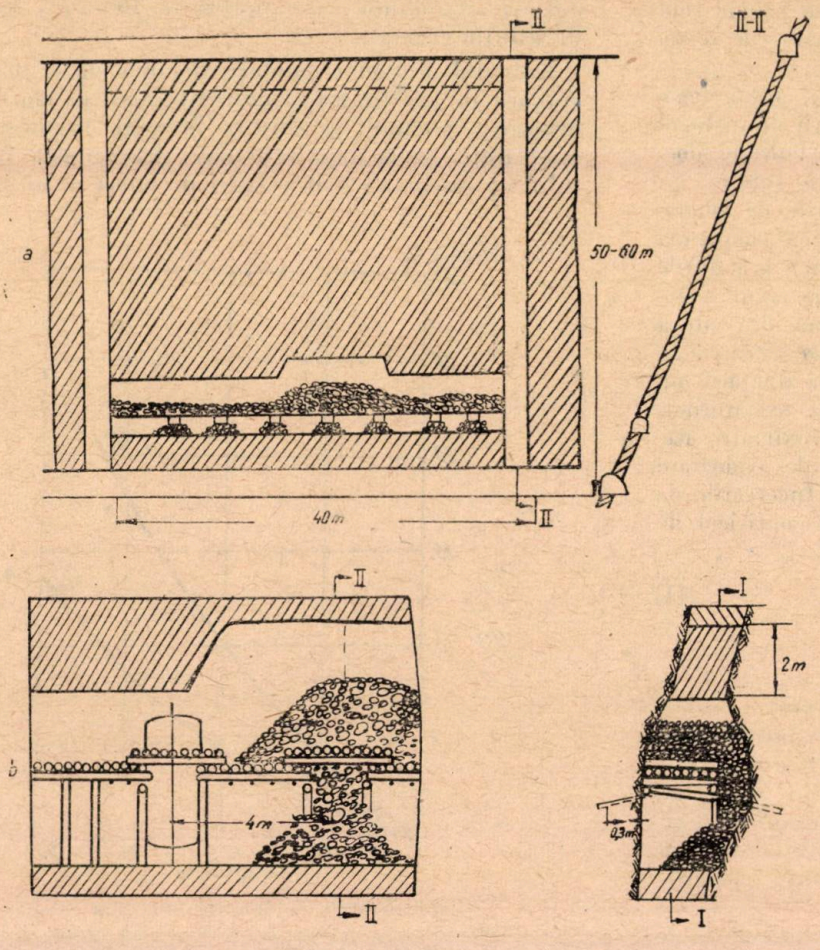


Fig. 2. Subvariantele metodelor de exploatare cu înmagazinare cu minereu remanent :

a — subvarianta cu pilier de siguranță de 2—3 m deasupra galeriei de transport ; b — subvarianta cu pilier de siguranță din steril cimentat pe o adîncime de 0,5—1 m.

de rostogol intermediare, fapt care duce la o limitare a productivității blocului în perioada evacuării complete a minereului, prin aceea că întreg materialul urmează a rula prin unul sau două rostogoluri.

Este de menționat prezența scobiturilor care se execută din galeria de pregătire (orizontul screperului) la distanța de 4—5 m. Susținerea se face cu lemn rotund cu diametrul de 200 mm, iar evacuarea minereului, pe măsura deplasării liniei frontului pe verticală (circa 35 %), se face cu ajutorul screperului. Susținerea grinzilor de la coperișul și culcușul filonului se face cu ajutorul scoabelor de diametru 25—30 mm cimentate în găuri de 30—40 cm. Ambele subvariante s-au aplicat la Zghid (Caucazul de Nord) obținîndu-se rezultate destul de bune. Pentru a elimina crearea denivelărilor și în același timp a preveni crearea boltei în masivul excavat, la Zghid se aplică evacuarea surplusului de minereu, ca urmare a coeficientului de înfoiere la nivelul abatajului cu ajutorul screperului, iar pentru evacuarea completă se folosește orizontul screperului.

b. În varianta fără guri de rostogol minereul se evacuează la nivelul orizontului de bază de unde se încarcă în vagoneți cu ajutorul mașinii de încărcat PML—5.

În vederea eliminării pierderilor de timp la manevra fiecărui vagonet în ultimul timp se urmărește folosirea trenului screper.

c. Metoda de exploatare cu înmagazinare și susținere se aplică în condiții în care tăria și stabilitatea filonului și a rocilor înconjurătoare nu permite aplicarea metodei clasice. În ultima perioadă o atenție deosebită s-a acordat procesului de susținere a abatajului care, pe lîngă un consum de lemn destul de ridicat și viteză de avansare, scade și productivitatea. Tot mai mult se observă tendința ca acolo unde filonul este tare, iar rocile din culcuș și coperiș au tendința de a se desprinde în blocuri, să se introducă susținerea cu ancore metalice, iar în R. P. Chineză susținerea cu lemn de bambus. Sarcina pe care poate s-o suporte o ancoră variază între 6 și 10 t, ceea ce asigură exploatarea în condiții de siguranță a muncii.

Prin aplicarea unui complex de măsuri ca : introducerea susținerii cu ancore, folosirea de explozivi cu putere mare de rupere, folosirea de perforatoare cu număr mare de lovituri pe minut, găuri cu diametru mic, capete detașabile în formă de cruce etc., la unele din minele din străinătate s-a obținut o importantă creștere a productivității muncii (la mina Hrustalnîi productivitatea a crescut de 1,4 ori).

Din observațiile personale făcute la Zghid dezavantajele metodei de exploatare cu înmagazinarea și folosirea screperului sînt :

— imposibilitatea trierii minereului din care cauză diluția este destul de ridicată ;

— depășirea gabaritului impus granulației provoacă agățări în cele două rostogoluri ;

— aerajul abatajului, în special la orizontul screperului, este nesatisfăcător și necesită introducerea aerajului artificial ;

— pierderi de minereu în apofize, prin netăierea completă și prin ușoare schimbări ale înclinării filonului.

În ceea ce privește metoda de exploatare cu înmagazinarea și evacuarea la nivelul orizontului de bază (fără guri de rostogol), care se aplică, atît la Sandon, cît și la Zghid, am constatat ca principale dezavantaje următoarele :

— imposibilitatea trierii minereului în subteran, trierea parțială făcîndu-se la suprafață.

— procentul negabaritului este mult mai mare din care cauză productivitatea mașinii de încărcat scade ;

— timpi morți la manevra vagonetelor pline și goale ;

— aeraj greoi al locurilor de muncă ;

— volumul destul de mare de lucrări de pregătire care se execută în steril.

De exemplu la un panou cu lungimea de 60 m sînt necesare șapte nișe cu lungime de 5—6 m, plus cei 60 m de galerie paralelă cu filonul, deci în total 95—102 m.

Unii specialiști susțin că este indicat a se folosi varianta metodei de exploatare cu înmagazinare și evacuarea minereului prin guri de rostogol continue (fig. 4).

Alegerea uneia sau alteia din variante se poate face numai avînd în vedere factorii geologici și tehnico-minieri, precum și factorii economico-organizatorici. Fără o analiză completă a tuturor acestor factori este greu de afirmat, luîndu-se în vedere numai unul sau doi factori, care este cea mai rațională variantă.

III. Considerații tehnico-economice asupra variantelor descrise.

Pentru a se alege varianta cu cei mai buni indicatori economici, este necesar a se face comparație între variantele care se pot aplica din punct de vedere tehnic luîndu-se în considerare și indicele sintetic, prețul de cost sau cheltuielile anuale de exploatare la evacuarea minereului [3].

Astfel, cheltuielile anuale de exploatare se prezintă ca sumă a cheltuielilor cu amortizarea utilajelor de bază folosite la evacuarea minereului, cota parte a lucrărilor de pregătire, manopera și cheltuielile cu energia, conform formulei :

$$C/\text{an} = C_0 + C_B + C_z + C_e, \qquad (2)$$

unde :

C_0 reprezintă cheltuielile cu amortizarea mijloacelor de bază pe an ;

C_B — cota parte a lucrărilor de pregătire pe an ;

C_Z — cheltuieli cu manopera pe an ;

C_e — cheltuielile cu energia pe an.

Prețul de cost al tonei de substanță minerală utilă evacuată va fi :

$$C_T = \frac{C}{Q_g}, \qquad (3)$$

unde :

Q_g reprezintă producția anuală.

În privința alegerii distanței dintre gurile de rostogol aceasta se poate determina cu formula [2]:

$$C_B = \frac{2Qlp + 2{,}5\,Ql^2p + 2{,}98\,Ql^2kq + 180\,klmhl^2 + 360\,KL\,(K_M + K_Z)}{360\,kQl}$$

în care :

Q este volumul de minereu din bloc, m^3 ;

l — distanța dintre gurile de rostogol, m :

p — încadrarea tarifară a muncitorilor de la încărcare ;

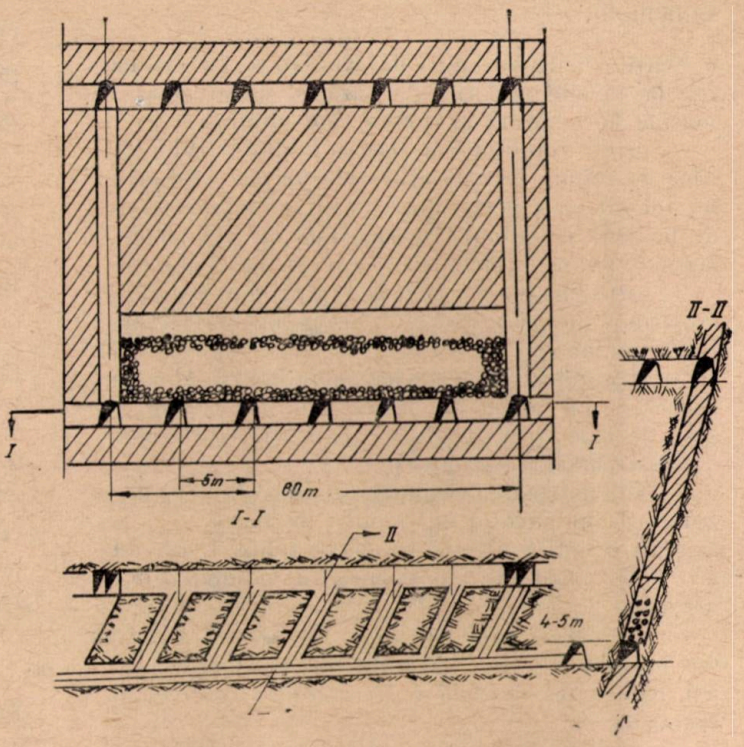


Fig. 3. Metoda de exploatare cu înmagazinarea și evacuarea minereului la nivelul galeriei de bază.

k — coeficient ce exprimă utilizarea timpului de lucru la încărcarea minereului ;

q — costul nivelării de minereu, m^3 ;

m — lățimea spațiului excavat, m ;

h — înălțimea coamei magaziei, m ;

L — lungimea blocului, m ;

K_M — prețul materialului care intră într-o gură de rostogol ;

K_z — costul execuției unei guri.

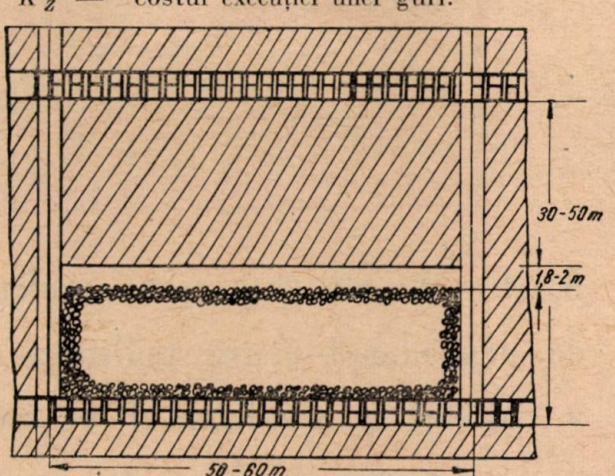


Fig. 4. Varianta metodei de exploatare cu înmagazinare și guri de rostogol continue.

Indicii tehnico-economici realizați în aplicarea variantelor cu evacuarea la nivelul orizontului screperului și la nivelul galeriei orizontului de bază sînt, în general, superiori variantei obișnuite (la mina Zghid, Hrustalnii, Arhonsk).

Concluzii

Neajunsurile variantei de exploatare cu evacuarea la nivelul galeriei de bază și încărcarea cu mașina de încărcat în parte se pot elimina :

— printr-o judicioasă alegere a diametrului gurilor de mină, a schemei de plasare, a explozivului folosit și a perforatoarelor cu un număr mare de lovituri pe minut. Negabaritele se pot elimina mărindu-se în același timp viteza de perforare ;

— introducerea de metode rapide de execuție a lucrărilor de pregătire în vederea micșorării prețului pe metru ;

— introducerea ancorelor metalice și chiar a acoperirii cu plasă orizontală sau a pereților în faza de evacuare completă a minereului din bloc.

Aceste măsuri vor duce la :

— intensificarea exploatării blocului și deci reducerea numărului de fronturi de lucru, ceea ce asigură o mai bună supraveghere tehnică, o reducere a lucrărilor de întreținere și o îmbunătățire a aerajului ;

— creșterea productivității muncii și reducerea prețului de cost prin eliminarea unor cheltuieli legate de evacuarea cu ajutorul gurilor de rostogol ;

— creșterea gradului de mecanizare, eliminarea traumatismelor ;

— reducerea pierderilor și a diluției față de metoda obișnuită.

BIBLIOGRAFIE

[1] Makarov, V. D. *Variantele cele mai productive ale metodelor de exploatare a filoanelor subțiri prin înmagazinarea minereului.* Gornîi jurnal, nr. 5, 1963.

[2] Rafinenko, D. I. *Cercetarea metodei de exploatare cu înmagazinare la exploatarea zăcămintelor filoniene.* Autoreferat, Moscova, 1962.

[3] Sergheev, O. I. *Studierea parametrilor construirii gurilor de rostogol ce se folosesc în condițiile combinatului Pecengannichel.* Autoreferat

[4] Blaznov, A. I. *Metode de exploatare ale zăcămintelor filoniene.* Metallurgizdat, 1957.

[5] Butaev, B. *Căile de micșorare a diluției la mina Zghid.* Industria Osetinei de Nord, nr. 2—3, 1958.

[6] Osipov, A. V. *Cercetarea volumului de muncă fizică la evacuarea minereului.* Lucrările Institutului de cercetare miniero-metalurgică din Altai, fascicola 15, 1963.

[7] Kabakov, A. M. și Popov, N. N. *Evacuarea minereului din magazie la mina Bocikarschi.* Kolîma, nr. 10, 1961.

[8] Daskalov, P. și Mincev, B. *Influența armării în lemn la evacuarea minereului la exploatarea filoanelor subțiri.* Minno delo i metallurghia. nr. 2, 1963.

[9] Agoșkov, M. I., Alexandrov, E. F. și alții. *Experiența activității pentru desăvîrșirea tehnologiei filoanelor subțiri.* T.N.I.I. Țvetmet, Moscova, 1961.

[10] Ostapov, I. I. *Căile de perfecționare a tehnologiei extracției filoanelor înclinate.* Ț.N.I.I. Olovo, 1962.

[11] Dobre, Gh. *Analiza metodelor de exploatare a unei grupe de zăcăminte miniere din R.P.R.* Autoreferat.

[12] Agoșkov, M. I., Nazarcik, A. F. și Muhin, M. E. *Experiența înaintată a metodelor de exploatare a filoanelor înclinate.* (Scrisoare informativă). Institut gornovo delo Akademii Nauk S.S.S.R. Moskova, 1957.

[13] Bovin, A. A. și Fedorov, S. A. *Căile de micșorare a pierderilor și diluției minereului la exploatarea zăcămintelor filoniene.* Ț.N.I.I. Olovo, 1964.

[14] Sestakov, V. A., Gurețki, V. M., Kucikin, V. A. și Iașcinkin, A. *Noi variante ale metodei de exploatare a zăcămintelor de minereuri.* Ț.N.I.I. Olovo, 1964.

[15] Gorepekin, A. D. *Metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului la minele polimetalice.* Gornîi jurnal, nr. 2, 1957.

[16] Lunevski, P. D. *Metode de exploatare a zăcămintelor filoniene și direcția lor de dezvoltare.* Gornîi jurnal, nr. 1, 1955.

[17] Agoșkov, M. I. și Rafinenko, D. I. *Cercetarea tehnologiei evacuării minereului la exploatarea filoanelor prin metoda cu înmagazinare.* Comunicare științifică. Institutul cu probleme miniere al Academiei de științe a U.R.S.S., XI, 1961.

Bazele determinării prin calcule a relației de dependență dintre înălțimea de cădere a coliviei și coeficientul de impact

Prof. ing. *GH. SĂCARĂ*,
prof. ing. *E. PAUL*,
ing. *V. ZAMFIR*
și ing. *A. FLOREA*

În cele ce urmează se prezintă o metodă de lucru, cu ipotezele de încărcare și interpretările aferente, concretizată și acceptată de colectivul nostru, pentru urmărirea prin calcule și soluționarea economică a celei mai importante probleme legată de aplicarea și funcționarea tacheților de siguranță și anume determinarea unei relații de dependență dintre înălțimea de cădere liberă a coliviei și coeficientul de impact care se impune la calculul de stabilitate și rezistență a turnurilor de extracție metalice.

Vom aplica aceste calcule la două modele de turnuri de extracție cu contrafort static determinat, construcții metalice noi existente în

Valea Jiului, verificarea experimentală a rezultatelor şi eventual determinarea coeficienţilor de corecţie corespunzători, urmînd să aibă loc pe modele similare executate la scară redusă sau apropiată.

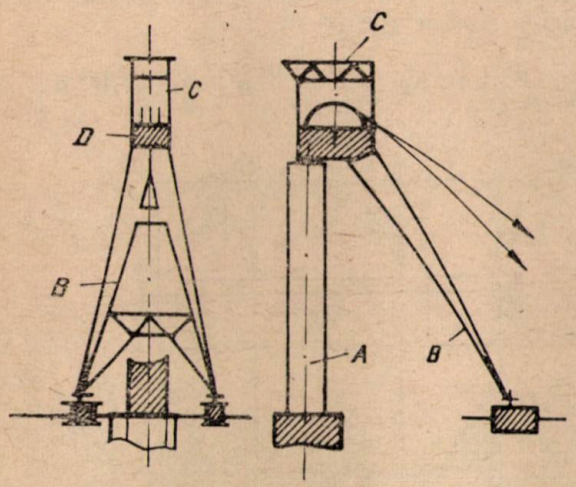


Fig. 1. Modelul turnului de extracţie:
A — schela de ghilaj ; B — proptele ; C — cadru pentru macara ; D — platforma moletelor: B + D contrafort.

În figura 1 este prezentat modelul de turn de extracţie amintit mai sus, iar în figura 2 acelaşi turn în realitate.

Se disting patru elemente componente principale, pentru care se precizează nomenclatura

Fig. 2. Exemplu de turn de extracţie real.

de care se va face uz în expunere. Contrafortul se sprijină pe un reazim simplu, sub platforma moletelor şi două articulaţii coaxiale pe teren.

Ipoteza de bază

Schela de ghidaj, construcţie metalică nituită sau sudată, se identifică cu modelul prezentat în figura 3, considerat un sistem articulat aşezat pe un cadru rigid cu două articulaţii.

Greutatea coliviei, aplicată cu excentricitatea d faţă de axa longitudinală a schelei, încarcă

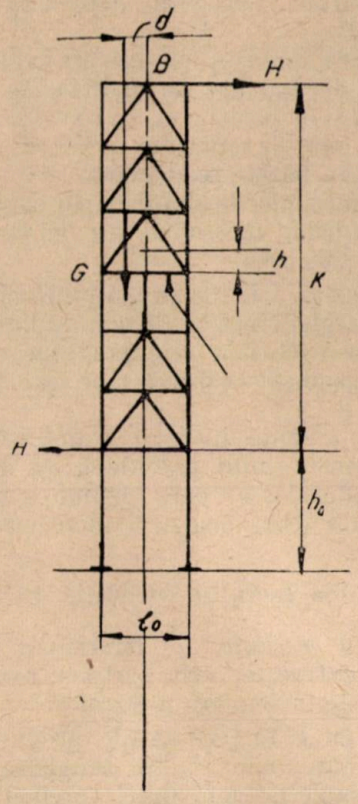


Fig. 3. Modelul schelei de ghidaj şi ipoteza de preluare a sarcinilor.

transversala *1* pe care se găsesc montaţi tacheţii de siguranţă.

Colivia cade liber de la înălţimea h şi este oprită de tacheţi.

Energia cinetică pe care o are colivia în momentul opririi este amortizată în întregime de tacheţi şi diferitele elemente componente ale schelei de ghidaj prin deformaţie elastică.

Ipoteze simplificatoare privind schela de ghidaj

Ipoteza I. Presupunem că la aşezarea coliviei pe tacheţi, schela de ghidaj este menţinută în poziţie neschimbată, verticală, de reazimul simplu din capul schelei şi cadrul l_0h_0.

Astfel, făcînd reducerea greutăţii G la axa schelei, acţiunea ei se înlocuieşte prin acţiunea cuplului Gd şi forţa G aplicată în axa schelei.

Din egalitatea :

$$Hk = Gd \qquad (1)$$

rezultă reacţia orizontală, în ipoteza precizată mai sus :

$$H = \frac{d}{k}, G, \text{kgf}.$$

La calculul capacităţii de amortizare de energie cinetică prin deformaţie elastică, se va ţine seamă de lucrul elastic de deformaţie datorită greutăţii G, aplicată în mijlocul transversalei *1*, şi de lucrul elastic de deformaţie datorită reacţiilor H.

În această ipoteză, se pun în evidenţă forţe interioare dependente de ordinea de mărime a greutăţii G şi de poziţia ei, în toate barele modelului, care vor da solicitări axiale de încovoiere sau mixte în barele respective.

Lucrul mecanic de deformaţie elastică va fi suma lucrurilor mecanice de deformaţie date de aceste solicitări.

I p o t e z a II. Se presupune că în amortizarea energiei cinetice de şoc nu intervin decît tacheţii, transversala *1* şi porţiunea din schelă de sub transversala *1* fără a ţine seamă de excentricitatea d.

Această a doua ipoteză simplifică, în mod evident, foarte mult calculele, iar din compararea rezultatelor cu cele obţinute prin ipoteza I va rezulta dacă poate fi menţinută sau nu.

Determinarea lucrului mecanic de deformaţie

1. *Lucrul mecanic de deformaţie preluat de schelă* se datoreşte, atît forţelor axiale, cît şi solicitării de încovoiere a barelor.

Notînd cu F forţele axiale produse în bare, secţiunea barelor cu A, iar lungimea lor cu l, lucrul mecanic de deformaţie preluat de barele supuse la forţe axiale se determină cu relaţia :

$$L_a = \frac{F^2 l}{2EA}, \text{tcm}. \qquad (2)$$

L a î n c o v o i e r e vor fi solicitate, de pildă, grinda transversală *1* şi cadrul $l_0 h_0$.

T r a n s v e r s a l a *1*. Colivia poate fi prinsă de doi sau de patru tacheţi montaţi pe fiecare din cele două feţe de lucru ale schelei de ghidaj.

În cazul unui număr de patru tacheţi, la aşezarea coliviei se încarcă o jumătate din grinda transversală *1* conform schemei din figura 4; tot în această figură se arată şi diagrama momentelor încovoietoare în ipoteza că această parte de grindă se comportă ca o grindă încastrată la ambele capete. Vom avea astfel :

$$M_0 = -\frac{G l_1 (l_1 + l_2)}{4l}, \text{tcm} \qquad (3)$$

$$M_1 = \frac{G l_1^2}{4l}, \text{tcm} \qquad (4)$$

$$\frac{a}{M_0} = \frac{l_1}{M_1 + M_0}; \qquad a = \frac{M_0}{M_1 + M_0} l_1 \qquad (5)$$

$$b = l_1 - a \qquad (6)$$

$$c = \frac{l_2}{2} \qquad (7)$$

Lucrul mecanic de deformaţie dat de încovoierea acestor grinzi va fi :

$$L_1 = \frac{1}{2E\,I_x}\int M^2\,dx = \frac{1}{EI_x}\left[\frac{M_0^2}{3}a + \frac{M_1^2}{3}b + M_1^2 c\right]. \qquad (8)$$

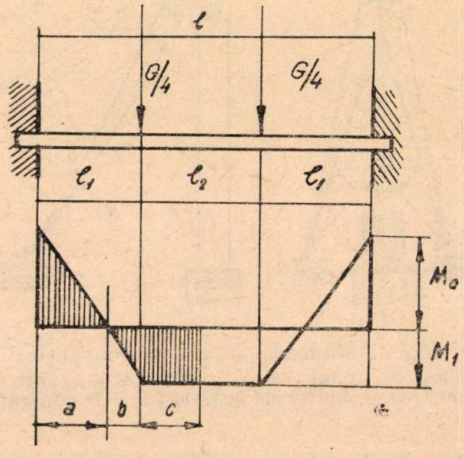


Fig. 4. Diagrama momentelor de încovoiere pe transversala 1.

C a d r u l $l_0 h_0$. Acest element al schelei are barele alcătuite din mai multe profile a căror secţiune totală asigură momente de inerţie axiale foarte mari în raport cu celelalte elemente constitutive ale schelei.

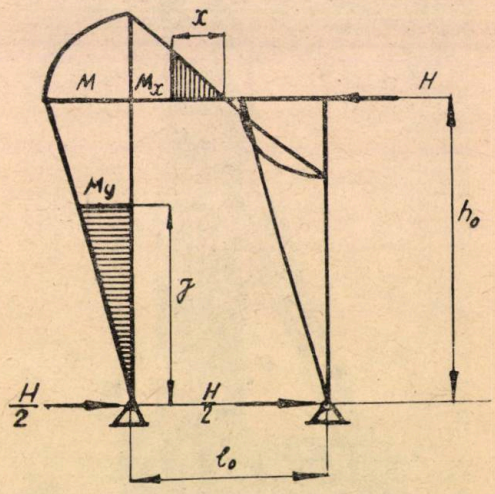


Fig. 5. Diagrama momentelor de încovoiere pe cadrul $l_0 h_0$.

Vom introduce în calcule lucrul său mecanic de deformaţie conform diagramei momentelor încovoietoare şi a notaţiilor din figura 5 din care rezultă :

$$L_{h_0 l_0} = 2\left[\frac{1}{2EI_2}\int_0^{h_0} M_y^2\,dy + \frac{1}{2RI_1}\int_0^{\frac{l_0}{2}} M_x^2\,dx\right] \qquad (9)$$

în care înlocuind

$$M_y = \frac{M}{h_0} y \text{ și } M_x = \frac{2M}{l_0} x, \qquad (10)$$

se obține:

$$L_{h_0 l_0} = \frac{M^2}{3}\left[\frac{h_0}{I_2} + \frac{l_0}{2I_1}\right]. \qquad (11)$$

În mod analog se determină lucrul mecanic preluat și de alte bare supuse la încovoiere.

Însumînd lucrul mecanic de deformație a tuturor barelor solicitate la încovoiere și a celor solicitate la forțe axiale se obține:

$$L_{\text{schelă}} = L_{\text{încovoiere}} + L_{\text{forțe axiale}}. \qquad (12)$$

2. *Lucrul mecanic de deformație preluat de tacheți* se compune din lucrul mecanic preluat de tachetul propriu-zis (bara AB) și din cel preluat de grinda tachetului (bara CD).

Tachetul propriu-zis (bara AB) este supus la încovoiere de forțele $\frac{G}{4}$ în cazul montării a patru tacheți pe fiecare față de lucru a schelei, sau $\frac{G}{2}$ în cazul montării numai a cîte doi tacheți pe fețele de lucru; ca exemplu în figura 6 b se arată diagrama momentelor încovoietoare pe tachetul propriu-zis (bara AB) pentru un tachet cu retragere laterală.

Cu notațiile din această figură și însemnînd raportul $\frac{l_{32}}{c} = K$, se obține:

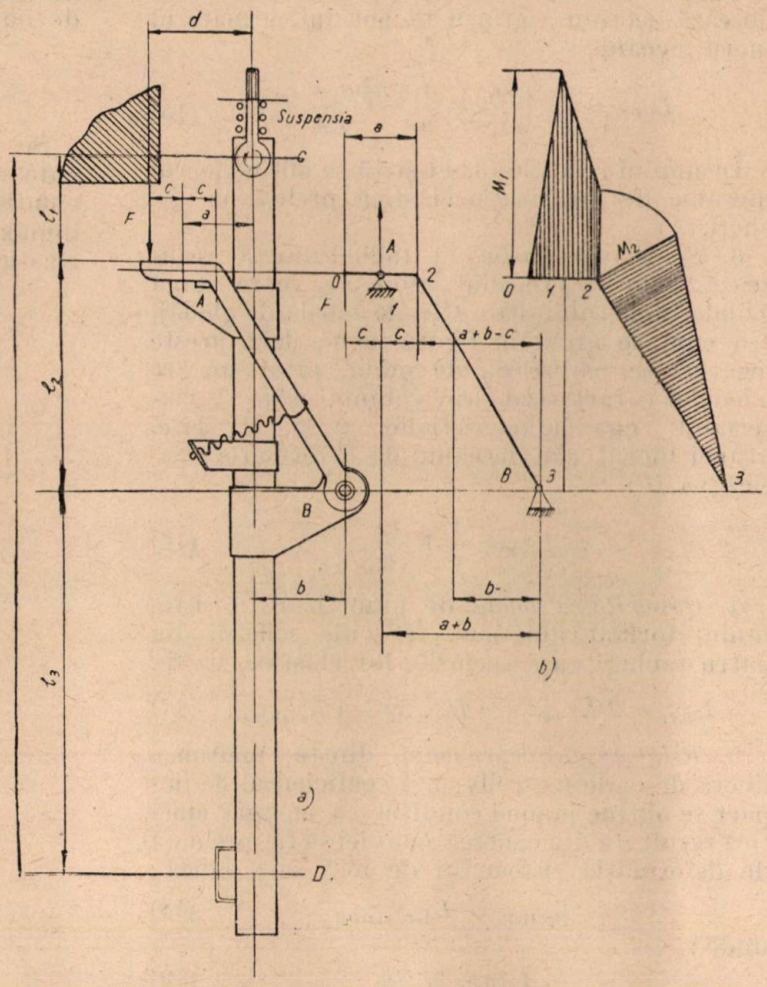


Fig. 6. Exemplu de solicitare a unui tachet cu retragere laterală: AB — tachetul propriu-zis; CD — grinda tachetului.

$$L_{AB} = \frac{c}{6EI_x}[(M_1 - M_2)^2 + M_1(M_1 + 3M_2) + M_2 K]. \qquad (13)$$

Grinda tachetului (bara CD) arătată în figura 7 este supusă la încovoiere de reacțiile din A și B ca și consolele din cele două reazime propriu-zise, cu mențiunea că acestea din urmă au momente de inerție variabile. În figura 7 sînt arătate diagramele de momente corespunzătoare.

Lucrul mecanic de deformație respectiv va fi:

$$L_{CD_1} = \frac{M_3^2}{6EI_x l^2}[l_3^3 + (l_1 + l_2)^3] +$$

$$+ \frac{M_6^2}{6EI_x l^2}[l_1^3 + (l_2 + l_3)]^3 + \frac{M_4^2}{2Ea^2}\int_0^a \frac{x^2}{I_{x_1}}\,dx +$$

$$+ \frac{M_5^2}{2Eb^2}\int_0^b \frac{x^2}{I_{x_2}}\,dx. \qquad (14)$$

De asemenea grinda tachetului este solicitată și axial pe porțiunile l_1 respectiv $(l_1 + l_2)$ de către reacțiile din consolele de sprijin ale tachetului propriu-zis R_A și respectiv R_B.

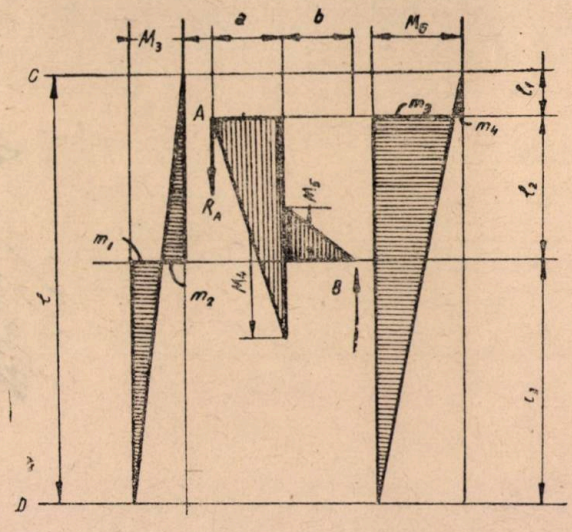


Fig. 7. Solicitarea grinzii tachetului CD.

Pentru acestea vom avea, dacă prin A se notează secţiunea grinzii tachetului, următorul lucru mecanic :

$$L_{CD_2} = \frac{1}{2} \frac{R_A^2 l_1}{EA} + \frac{1}{2} \frac{R_B^2 (l_1 + l_2)}{EA}. \qquad (15)$$

Însumînd relaţiile 13, 14 şi 15 se obţine lucrul mecanic de deformaţie elastică preluat de tacheţi.

3. *Suspensia elastică* a tachetului se realizează prin intermediul unui arc care leagă grinda tachetului (bara CD) de schela de ghidaj, aşa cum se arată în figura 6 *a* ; dacă aceste legături se realizează, de pildă, printr-un arc elicoidal caracterizat prin volumul său V, materialul cu caracteristicile τ şi G date, atunci lucrul său mecanic de deformaţie elastică va fi :

$$L_{arc} = \frac{1}{4} V \frac{\tau_r^2}{G}. \qquad (16)$$

4. *Capacitatea totală* de amortizare a sistemului format din două feţe ale schelei, din patru tacheţi cu suspensiile lor elastice, va fi :

$$L_{def.} = 2 L_{schelă} + 4 L_{tacheţi} + 4 L_{suspensie} \qquad (17)$$

5. *Relaţia de dependenţă* dintre înălţimea liberă de cădere a coliviei şi coeficientul de impact se obţine punînd condiţia ca energia cinetică rezultată din căderea coliviei să fie preluată de deformaţia sistemului de mai sus, adică :

$$L_{colivie} = L_{def.\ sistem} \qquad (18)$$

unde :

$$L_{colivie} = Gh \qquad (19)$$

Pe baza acestei condiţii se obţine următoarea relaţie pentru coeficientul de impact :

$$\Psi = 1 + \sqrt{1 + \frac{L_{colivie}}{L_{def.\ sistem}}}. \qquad (20)$$

Înlocuind aici relaţia (19) şi operînd asupra acestei formule, se obţine relaţia care leagă înălţimea de cădere a coliviei de coeficientul de impact :

$$h = \frac{\Psi (\Psi - 2) L_{def.}}{G}, \text{ cm}. \qquad (21)$$

Se vede că la aceeaşi greutate de cădere G, valoarea lui h variază, atît cu valoarea coeficientului de impact, cît şi cu capacitatea de înmagazinare de lucru mecanic de deformaţie elastică a sistemului.

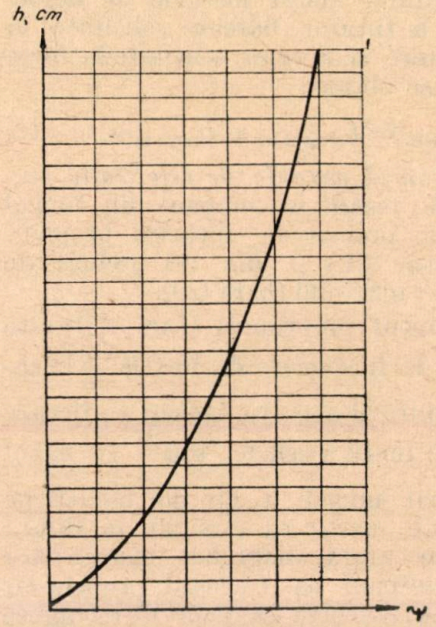
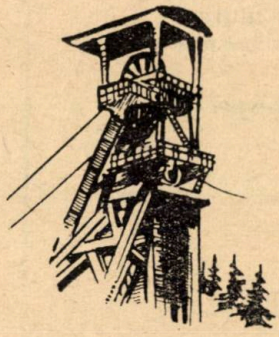


Fig. 8. Exemplu de diagramă $h = f(\Psi)$.

Studiind variaţia acestor doi ultimi factori, separat sau simultan, se vor putea găsi valori pentru h cu care se pot trasa diagrame de felul celei din figura 8, şi din care se pot deduce perechile de valori, posibile de întrebuinţat la turnurile de extracţie, astfel alese ca să nu se producă vreo vătămare a acestuia atunci cînd va avea loc şocul.



Note

Zăcăminte de potasiu din Uniunea Sovietică (I)

M. P. *FIWEG*

Condiţiile de formare a zăcămintelor de săruri de potasiu din Uniunea Sovietică

Uniunea Sovietică este ţara cu cele mai mari rezerve de săruri de potasiu din lume. Înainte de revoluţie, în Rusia ţaristă nu erau cunoscute zăcăminte de potasiu. După prognozele geochimice ale lui

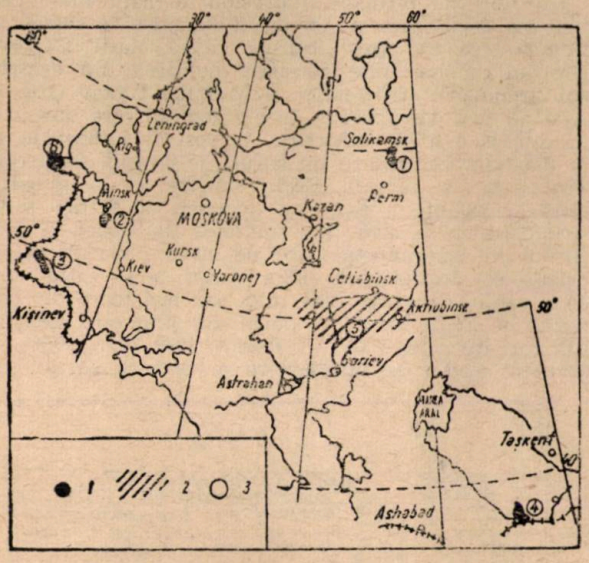


Fig. 1. Repartiţia zăcămintelor de potasiu din U.R.S.S. :

1 — zăcăminte de săruri de potasiu ; *2* — extinderea probabilă în zona depresiunii Caspice ; *3* — zăcămintele : (1) — Kamma superioară (Solikamsk), (2) — Bielorusia (Soligovsk), (3) zăcămintele precarpatice, (4) — depresiunea Tadjikă, (5) — depresiunea Caspică, (6) — polyhalitele zechsteinului.

N. S. Kurnakov au fost descoperite serii bogate purtătoare de săruri de potasiu, într-unul din cele mai mari zăcăminte din lume, datorită primului sondaj de explorare întreprins în anul 1925 de prof. P. I. Preobrajenskii în partea superioară a etajului cungur (permian).

În prezent zăcământul de pe Kamma superioară nu mai este singurul de pe teritoriul U.R.S.S. În anul 1949 a avut loc descoperirea, cercetarea şi în parte deja exploatarea unui zăcământ din devonianul superior în Bielorusia (Soligorsk). De asemenea se exploatează şi zăcămintele miocenului inferior din zona precarpatică. Descoperite şi în parte cercetate au fost şi zăcămintele jurasicului superior din depresiunea Tadjică, în Asia Centrală, precum şi zăcămintele Kunguriene în regiunea Mării Caspice (fig. 1). În afară de acestea se fac sondaje de prospecţiuni pe o parte a suprafeţei de răspîndire a seriei saline din cambrianul inferior al Siberiei Orientale.

Formaţiunile salifere cu care sînt asociate zăcămintele de săruri de potasiu de pe teritoriul U.R.S.S. nu au luat naştere în condiţii geologice unitare. În consecinţă, aceste formaţiuni se deosebesc în ce priveşte stratigrafia, litologia, orizonturile de potasiu, precum şi în privinţa condiţiilor tectonice ale zăcământului şi de ansamblu. O cercetare comparativă a lor ne dă un material cuprinzător şi valoros pentru reproducerea condiţiilor de formare a formaţiunilor cu sare ; aceasta înseamnă că ne oferă o recunoaştere a condiţiilor specifice sedimentării halogene din zonele aride ale trecutului, ne indică diageneza depunerilor de săruri, precum şi catageneza lor în timpul subsidenţei şi în sfîrşit schimbările hipergene în zona activă a circulaţiei apelor.

Multe observaţii valoroase pentru această lucrare au fost obţinute prin cercetarea zăcămintelor şi în cursul exploatării lor. Cercetările au fost efectuate de oameni de ştiinţă împreună cu geologii minieri ai tuturor întreprinderilor.

Timpul şi locul genezei formaţiunilor cu sare şi săruri de potasiu

Istoricul genezei formaţiunilor purtătoare de sare începe cu cambrianul. Cele mai vechi zăcăminte de săruri de potasiu cunoscute pînă acum sînt în seria salină a devonianului mediu din Canada, precum şi în devonianul superior din Bielorusia. Totuşi nu eixstă nici un motiv pentru presupunerea că înainte de devonian nu ar fi putut să ia naştere roci potasifere în timpul sedimentării halogene. Conţinutul ridicat de potasiu al soluţiilor cu clorură de calciu aflate în seria salină din cambrianul inferior a Siberiei Orientale, care trebuie privite ca soluţii metamorfozate (aproape eutonice *), pledează pentru faptul că în marea cambriană exista deja un conţinut de potasiu destul de ridicat şi că există posibilitatea unei concentrări a soluţiilor. Nu avem nici pînă astăzi un motiv să bănuim că abia din devonian au intervenit condiţii favorabile în ce priveşte relieful fundului din bazinele de depunere a sării, condiţii care sînt necesare pentru acumularea soluţiilor de înaltă concentraţie după a căror concentrare urmează depunerea sărurilor de potasiu.

După cum se ştie seriile purtătoare de sare au luat naştere în bazinele care se găseau în zona depresiunilor de la marginea platformei (în regiunea caspică. în permianul inferior, în Tadjikistan, în jurasicul superior) ; apoi în depresiunile premontane (în Preurali — în cungurian, în depresiunea precarpatică, — în miocenul inferior), precum şi în platforme — graben (regiunea Pripjat în devonianul superior). Roci potasifere sînt cunoscute în formaţiunile salifere ale tuturor structurilor amintite mai sus. În felul acesta se puteau forma şi acumula soluţii purtătoare de potasiu în condiţii tectonice diferite, dar favorabile depunerilor saline şi astfel puteau lua naştere şi orizonturile cu săruri de potasiu.

---

* Eutonică — apogeul concentrării soluţiilor.

În grabenul Pripjat, care a luat naștere în devonianul mediu în partea de nord-vest (depresiunea Skazilkov), rocile de potasiu sînt în legătură cu seria salină de Dankovo-Lebedjansk a cărei grosime ajunge pînă la 550 m. Această serie este constituită dintr-o alternanță de argile marnoase (pînă la 69 m grosime) și strate de sare (pînă la 42 m grosime) (fig. 2).

În patru bancuri de sare au fost descoperite săruri de potasiu, care apar ca benzi roșii de silvinită (pe o suprafață de cel puțin 250 km^2). În partea mijlocie a celui de-al treilea orizont (de sus în jos) se observă în interiorul argilei cu sare și în sare intercalații și strate de sare carnalitică.

Zăcămintele de săruri de potasiu de pe Kamma superioară se află în cuprinsul depresiunii Solikamsk, o fosă a Preuralului. Aici sînt importante serii de săruri potasice ale cungurianului superior (seria Irensk din permianul superior) cantonate în partea de sus a profilului salifer care este dezvoltat pe o suprafață de circa 6 000 km^2, cu o grosime de circa 500 m (fig. 3). Zona sărurilor de potasiu (cu o grosime pînă la 125 m) este alcătuită dintr-o alternanță de săruri potasice (2—12 m) și sare (2—4 m).

Cele trei orizonturi inferioare de săruri de potasiu apar ca silvinite roșii cu o textură neregulată în dungi. Deasupra se găsește orizontul silvinitelor în formă de benzi (A) peste care este depus nemijlocit orizontul inferior al zonei carnalitice (B).

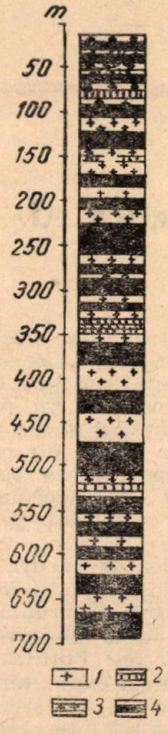


Fig. 2. Profilul schematic al seriei saline de Starobinsk :
1 — sare gemă ; 2 — silvinit ; 3 — argilă saliferă cu strate alcătuite din roci carnalitice ; 4 — rocă argilo-marnoasă.

Deasupra se găsesc, în profil, stratele carnalitice care sînt despărțite prin bancuri de sare. Pe o parte a suprafeței de formare, rocile carnalitice sînt înlocuite prin silvinite colorate avînd o granulație grosieră. Suprafața de răspîndire a silvinitelor colorate se micșorează treptat la trecerea către orizonturile superioare ale zonei carnalitice. De regulă, silvinitele colorate se găsesc în orizonturile situate mai sus, în limitele în care sînt răspîndite și cele situate în partea inferioară. Sub ele, pe o mică parte a suprafeței, sînt înlocuite de regulă și silvinitele roșii. Sărurile de potasiu ale zăcămîntului de pe Kamma superioară sînt dezvoltate pe o suprafață de 1 500 km^2.

În partea sudică a ariei de răspîndire a bazinului permian din partea răsăriteană a platformei ruse, în

Fig. 3. Profil schematic al zăcămîntului de sare de pe Kamma superioară :
S — subzona silvinitică (silvinițe roșii) ; K — subzona carnalitică ; PKS — sare gemă superioară.

cuprinsul întinsei depresiuni marginale a permianului inferior din vecinătatea Mării Caspice, a luat naștere o serie saliferă pe o suprafață de circa 400 000 km^2 cu o grosime a sedimentelor de peste 2 000 m. În partea superioară a profilului seriei salifere se găsesc orizonturile cu săruri de potasiu care constau din roci cu o alcătuire mineralogică diferită. Prin sondajele de prospecțiune au fost descoperite aici silvinite, carnalite, sare și rocă kiserit-carnalitică, kiseritică și polihalitică (V. V. Lobanova și I. I. Iarjemski). Particularitatea caracteristică a acestei serii de sedimentare a sărurilor este prezența unui complex de roci eutonice deosebite la a căror alcătuire iau parte roci bișofitice (cu bișofit primar), carnalitice și kiseritice, precum și o sare gemă cu un conținut ridicat de brom. Aceste roci sînt răspîndite pe o mare suprafață.

După depunerea sărurilor, sinclinalul caspic s-a scufundat în continuare. Seria salină care a ajuns la o adîncime de 5 000—6 000 m s-a deformat puternic, alcătuind un sistem de masive de sare, cu o tectonică internă complicată. De aceea nu este posibil ca numai pe baza rezultatelor obținute prin foraje să se definească exact stratigrafia seriei salifere, sau chiar să se precizeze caracteristicile tectonicei interne, precum și suprafața de răspîndire a fiecărei varietăți de sare potasică. Particularitățile sedimentării din seria saliferă a depresiunii caspice sînt din această cauză încă nelămurite.

În cuprinsul întinsei depresiuni a platformei Tadjice s-a depus sare pe o suprafață uriașă a cărei întindere egalează probabil pe aceea Mării Caspice. Profilul cel mai bine cercetat este acela din cuprinsul prelungirii sud-vestice a Munților Gissar (fig. 4). Aici au fost descoperite, într-o zonă în care sarea se găsește la o mică adîncime, la vest de înălțimile de la Kugitang zăcăminte de săruri de potasiu (Gaurdak, Tiubegatan și altele). Seria saliferă are o grosime pînă la 350 m în zona cu depuneri de săruri potasice. Acestea se află în jumătatea superioară a profilului în așa numita sare de culoare roz în patru orizonturi stratigrafice. Este vorba de silvinite roșii care conțin cantități mai mici sau mai mari de carnalit. În cîteva locuri o parte din strat este alcătuit din roci carnalitice (N. P. Petrov, 1949, 1951, 1958). În actualul stadiu de cunoaștere a zonei cu săruri po-

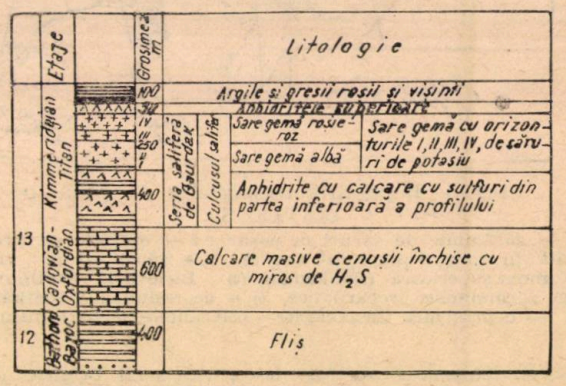


Fig. 4. Profil schematic al zăcămintelor de sare situate pe versantul sud-vestic al Munților Glissar (depresiunea Tadjică).

tasice nu este încă posibil să se stabilească limitele de răspîndire a fiecărui orizont în parte și nu se pot defini premisele sedimentării care au dat naștere părții superioare a seriei saline.

Depresiunea precarpatică s-a fomat la începutul miocenului. În miocenul inferior exista un golf de mare care pătrundea adînc în interiorul uscatului. El se găsea într-o zonă aridă și era limitat către sud-vest de zona Carpaților. Afluxul apei marine în golf se schimba periodic. Cînd afluxul era oprit golful începea să sece. În acest timp existau în porțiunile cele mai adînci ale golfului (în depresiunile cele mai scufundate) bazine de depunere a sării. Aceste bazine, din forlandul carpatic (situat pe teritoriul U.R.S.S.),

s-au format la sfîrşitul seriei inferioare de vorotîşce, a părţii superioare a aceleaşi serii, precum şi în intervalul de timp de la sfîrşitul seriei stebnik şi începutul seriei de baliţe (fig. 5) (K. V. Skvorţova).

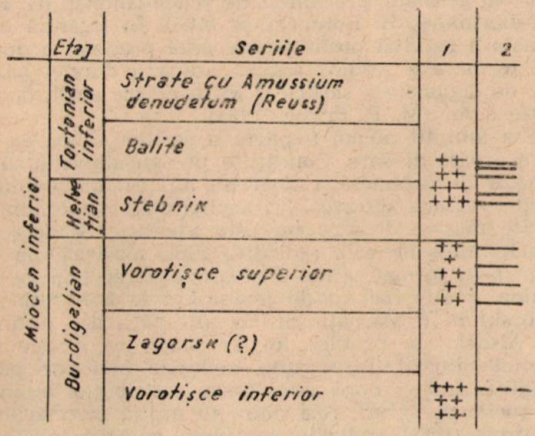


Fig. 5. Reprezentarea schematică a seriilor saline şi a orizonturilor lor potasice în profilul depresiunii precarpatice :
1 — zăcăminte de sare ; 2 — orizonturi cu lentile de potasiu.

rurile de potasiu sînt dispuse în aceste masive de sare sub formă de lentile repartizate pe mai multe orizonturi stratigrafice. Predominante sînt lentilele alcătuite din minerale care formează roci cu kainit şi langbainit, în timp ce rocile kainitice, carnalitice şi silvinitele se întîlnesc mai rar. În seria inferioară de vorotîşce sînt cunoscute pînă acum numai săruri polihalitice, în seria superioară de vorotîşce — săruri **kainitic-langbainitice** şi langbainit-caintice (Stebnik) (O. P. Gorkun, 1959).

În seria de baliţe predomină lentilele cu sare langbainit-kainitică ; se mai găsesc şi lentile izolate de silvinit şi kainit (Kaluş) (V. V. Lobanova, 1956).

Structura seriilor de roci saline

Seriile de roci cu conţinut de săruri au în U.R.S.S., ca şi în alte părţi, o structură policiclică (cu cicluri de diferite ordine pînă la ritmul anotimpurilor anuale). Sărurile de potasiu se găsesc numai în partea superioară a profilelor ciclurilor încheiate ale sedimentării halogene. Definirea acestor cicluri se face pe baza unei evaluări a conţinutului de brom din halit.

În această privinţă profilul cel mai temeinic cercetat este acela al zăcămintelor de pe Kamma superioară (M. G. Valjaşko, T. V. Rosencevik, R. E. Şlejmovici). Conţinutul în brom creşte aici cu anumite oscilaţii continue spre partea superioară a profilului pînă la zona de silvinit. În timp ce pentru partea inferioară a profilului conţinutul în brom este de 0,0026% de fiecare 100% NaCl, spre partea superioară a orizontului el se ridică către limita zonei de silvinit la 0,0074 pînă la 0,0104% (R. E. Şlejmovici). Este interesant faptul că diluarea începută cu 350—400 ani înainte de depunerea silvinei nu a influenţat mersul crescînd al curbei conţinutului de brom, deşi, ca urmare a diluării, se formase un strat de marnă anhidritică de 1,7—2 m. Aceasta poate să fie numai urmarea unui aflux de apă de pe continent. Conţinutul în brom este puţin sub 0,14% în stratele de sare gemă care despart orizonturile de săruri de potasiu. (Conţinutul de brom de 0,14% în silvină este caracteristic pentru începutul depunerii sale la concentrarea apei oceanice).

Afluxul periodic al apei oceanice concentrate în bazin a întrerupt, pentru intervale scurte de timp (30—60 ani), depunerea mineralelor potasice, totuşi nu a influenţat mersul în ansamblu al concentrării rezervei principale de saramură aflată în bazin.

Din acest motiv întreaga serie salină trebuie considerată ca un ciclu complet de primul ordin al sedimentării halogene. Durata acestui ciclu este de circa 12 000—14 000 de ani fără a lua în considerare timpul de formare al depozitelor din culcuş, aflate sub sare. Trebuie să amintim că Richter-Bernburg (1953) a considerat un timp de sedimentare mai îndelungat şi anume 60 000 de ani sau mai mult, pentru seria de la Stassfurt (N2). Pentru sarea gemă de la Gaurdak, A. A. Ivanov şi J. E. Levitzki (1960) au indicat un număr de 4 000 ani. Cu această ocazie ar fi de subliniat că pentru exemplele de serii saline arătate aici, durata depunerii formaţiunii din culcuşul sării, adică timpul de existenţă al bazinelor cu soluţii care nu erau încă saturate în NaCl, trebuie să fie de cîteva ori mai mare decît timpul de existenţă (durată) a bazinului de depunere a sării. (Pentru Kamma superioară acest timp este de circa 170 000 de ani, pentru Gaurdak 250—260 000 ani, pentru Stassfurt cel puţin 100 000 de ani). Suita de cicluri a sedimentării halogene amintite aici (care pentru cele de primul ordin durează cel mai mult), se complică în toate bazinele de depunere a sării datorită unei diluări periodice, adică printr-o creştere periodică a afluxului de apă. Toate bazinele în care s-a format roca potasică au avut repetate afluxuri de apă oceanică, care au fost concentrate şi metamorfozate în mod diferit. Din timp în timp a crescut şi aportul de apă de pe ţărmul înconjurător.

Diluarea periodică poate fi cel mai clar văzută în seria salină de pe Kamma superioară în profilul zonei de potasiu şi anume în alternanţa stratelor de sare şi de rocă potasică. Stratele acestor cicluri încep cu depuneri de argilă cu o grosime de cîţiva centimetri care alternează cu sare gemă (de 1,5—4 m) şi se termină cu un strat de sare potasică (silvinit sau carnalit) cu o grosime de 1,5—10 m. Durata unui asemenea ciclu de diluare este de 80—200 ani.

În interiorul fiecărui strat de potasiu se observă întotdeauna o alternanţă repetată a stratelor care sînt bogate în intercalaţii de săruri potasice şi de sare gemă. În exemplul nostru acest proces iese deosebit de clar în evidenţă, în profilul celui de-al doilea silvinit roşu (începînd de jos în sus). El constă din şapte strate. Stratele cu număr fără soţ constau din silvinit, cele cu numere cu soţ — constau din sare gemă cu silvină. Durata acestor cicluri de diluare este de 15—30 de ani.

În stratele intermediare din alternanţa repetată de silvinit roşu, se pot deosebi grupe care constau din aşa numitele „strate intermediare de argilă" (adică din anhidrit, carbonaţi, mică, minerale argiloase şi altele), cît şi din intercalaţiile stratelor de sare gemă cu o structură deosebită (2—4 cm) şi strate de silvinit de 2—6 cm.

Aşa cum a arătat G. G. Urasov în anul 1932 o asemenea alternanţă de intercalaţii repetată ritmic a putut să aibă loc numai în condiţiile politermice ale anului. La răcire (toamna şi iarna) s-a depus silvină şi sare gemă şi s-au format intercalaţiile silvinitice. În timpul verii din contră, sarea, datorită evaporării puternice s-a cristalizat. Mai tîrziu, la cercetarea profilului seriei saline exploatabile, s-a întîlnit structura pufoasă a stratelor intercalate de sare gemă, care s-au format în timpul verii, (M. P. Fiweg, 1948) fiind alcătuite în special din sare cu structură zonală scheletică (V. N. Dubinina, 1951). O asemenea granulaţie ia naştere în prezent la suprafaţa soluţiei din lacurile sărate cu clorură de natriu în perioada de evaporare (M. G. Valiasko 1941, 1952). Structura cercetată aici a silvinitelor roşii a confirmat în total teza lui G. G. Urasov.

În anul 1932, A. E. Rikovskov a expus părerile sale în privinţa originii primare a silvinei din silvinitele roşii. După cum se ştie, exista pe atunci părerea că silvina nu poate fi un mineral primar în depozitele

apei oceanice în curs de conturare. A. E. Rikovskov a presupus că în bazinul de depunere a sărurilor din regiunea Kammei superioare s-a concentrat o soluție metamorfozată, desulfatizată, în care depunerea silvinei este considerată de fizico-chimiști ca fiind cu totul posibilă. Autorul de mai sus amintește că procesul de desulfatizare în vechile bazine de depunere a sării a fost destul de frecvent. După părerea lui Rikoskov, desulfatizarea a putut să aibă loc din următoarele motive :

a — ca urmare a unor procese biochimice care au loc în depuneri ;

b — ca urmare a unui schimb de cationi în legătură cu pătrunderea unui mîl fin de silicat de aluminiu argilos în bazinul de depunere a sării ;

c — în legătură cu pătrunderea carbonatului de calciu în soluție sau în formă de calcar.

Problemele metamorfozării au fost cercetate temeinic de M. G. Valiasko și colaboratorii săi în anii 1952, 1953.

Natura chimică a acestui proces a fost precis stabilită și s-a afirmat că metamorfozarea este un proces încet și de durată care se petrece mai ales în stadiile incipiente ale concentrării soluției, înaintea cristalizării sărurilor de potasiu.

Trebuie să amintim că după cercetările lui A. E. Rikovskov nici un cercetător nu a mai pus la îndoială caracterul primar al silvinei din silvinitele roșii. A. A. Ivanov, în anul 1932, a confirmat această teză din punct de vedere geologic.

Intercalațiile cu structură scheletică zonală, care se găsesc bine dezvoltate în sarea gemă inferioară, fac posibilă observarea particularităților ciclului anual pentru sare (M. P. Fiweg, 1948).

În rocile carnalitice și în celelalte săruri ale zăcămintelor din U.R.S.S. se observă, de asemenea, o structură neregulată în benzi, care este formată dintr-o alternanță de intercalații de sare și săruri de potasiu. O asemenea alternanță este posibilă, ca și la silvinitele roșii, numai ca efect al unei cristalizări în condițiile politermice ale anotimpurilor sau a unei desalinizări ritmice dependente de sezon. Stratificarea primară condiționată de sezon nu este influențată prin procese diagenetice și rămîne în multe cazuri păstrată și în timpul catagenezei. O recristalizare a sării se observă în masivele de sare intensiv deformate unde iese în evidență textura fluidală. Dar chiar în acest caz dungile, cu o coloratie cenușie de origină organică, servesc ca relicte ale sedimentării sezoniere, care este caracteristică pentru jumătatea inferioară a intercalațiilor formate vara.

Stratificația primară din rocile cu săruri de potasiu este caracterizată prin deosebirea alcătuirii mineralogice. Dovezile care se aduc pentru fundamentarea ciclului anual de sedimentare contrazic obiecțiile acelora care presupun că periodicitatea expusă de noi ar fi o succesiune mai îndelungată de un an. F. Lotze și alții pun la îndoială în special grosimea mare a unui strat anual (6—12 cm). Totuși, aceste îndoieli ar trebui să dispară dacă se ține seama că în golful Kara-Bugas se observă depuneri anuale de sare cu grosimi de 8—10 cm. Acest fenomen se observă și în bazinele de decantare ale întreprinderilor care lucrează cu soluții de sare.

Trebuie să amintim că în prezent așa numitele strate anuale încep să fie recunoscute și de mulți geologi germani, precum și de fizico-chimiști (G. Richter-Bernburg, H. Borchert și alții). În legătură cu aceasta a rezultat posibilitatea unei precizări a duratei de formare a seriilor saline, adică a duratei bazinelor de depunere a sărurilor în diferitele stadii de evoluție a lor (M. P. Fiweg, 1954).

S-a amintit numai o parte a seriilor saline cu masive groase de sare. Condițiile pentru alimentarea bazinelor de depunere a sării nu au fost unitare în diferite regiuni, de aceea și ciclicitatea rocilor din diferite masive de sare nu este identică. Se deosebesc foarte mult de cele amintite aici, masivele de sare care s-au format printr-o alternanță repetată de rocă salină și alte roci ca de exemplu : în Bielorusia (Soligorsk) în Precarpați sau în alte țări, de exemplu, în Alsacia. În profilul lor se poate recunoaște ușor ritmul diluării. În schimb ciclurile halogene pot fi stabilite numai după cercetarea distribuției bromului în rocile de săruri. Așa cum au arătat cercetările lui Gunzert (1961), ciclurile complete halogene ale semisalinei din Alsacia cuprind cîteva cicluri de diluare. În masivele de sare formate analog ca la Soligorsk ca și în Siberia Orientală (Usolsk din cambrianul inferior) nu au fost încă terminate lucrările pentru cercetarea distribuției bromului.

În seria salină de la Soligorsk se observă patru cicluri complete, precum și cîteva incomplete. Dacă pornim de la rezultatele măsurătorilor gama făcute în găurile de sondă se poate presupune că și în profilul masivului de la Usolsk se vor putea stabili cicluri halogene complete pe baza conținutului de brom.

O problemă mult mai grea este reproducerea ciclurilor de sedimentare din masivele de sare deranjate tectonic, cum este cazul celor din Precarpați. Problema este îngreuiată prin aceea că ciclurile de sedimentare au fost complicate aici prin aportul de ape de pe continent. Cu toate lucrările îndelungate pentru cercetarea profilelor masivelor de sare nu s-a reușit pînă acum să se alcătuiască profile în lucrările miniere care să fie mulțumitoare pentru cercetarea ciclicității.

Pe baza documentației existente se poate face o constatare valabilă pentru toate masivele de sare că este vorba de formațiuni policiclice. Ciclurile (unul sau mai multe) sedimentării halogene sînt complicate de fiecare dată prin prezența rocilor a căror proveniență este în legătură cu diluarea din bazinele de depunere a sării, ceea ce este o urmare a unui aport de apă oceanică (care este întrucîtva concentrată și metamorfozată) sau a unui aport de apă continentală. Modul de alimentare a bazinului de depunere a sării are caracter individual pentru fiecare regiune de depuneri saline în parte. De aceea ciclogramele arată deosebiri individuale cu toată asemănarea stratigrafică a unor masive de sare. Aproape pentru toate masivele de sare este posibil să se extindă cercetările ciclicității pînă la ciclurile anuale și să se determine durata de sedimentare.

Cîteva considerații asupra limitei de explozivitate a prafului de cărbune

Cunoașterea gradului de periculozitate a concentrației de praf de cărbune în atmosfera unei mine este posibilă dacă se măsoară grosimea stratului depus pe pereții galeriei, deoarece în felul acesta, cunoscîndu-se profilul galeriei, se poate deduce care va fi cantitatea de praf ce va fi răscolită în eventualitatea inițierii unei explozii și care va putea, la depășirea unei anumite limite, să alimenteze și să răspîndească focarul exploziei. Într-adevăr, dacă se consideră limita inferioară de explozivitate a amestecului omogen de praf de cărbune în aer la 300 g/m^3, atunci, la o galerie principală de transport, de exemplu de 10 m^2 secțiune, pentru a se produce o explozie va fi necesară pe un metru galerie o cantitate de :

10×300 g = 3 000 g praf de cărbune. La o densitate a prafului depus de 0,5 g/cm³ corespunde un volum de praf de 6 000 cm³ aşezat pe pereţi şi pe vatra de unde rezultă, de exemplu la un perimetru de galerie de 9,40 m, grosimea periculoasă a stratului de praf depus de :

$$6\,000 \text{ cm}^3 : 940 \text{ cm} \times 100 \text{ cm} = 0{,}06 \text{ cm}.$$

Dacă se consideră depunerea prafului numai pe vatră, la o lăţime la vatră de 3 m rezultă o grosime periculoasă a prafului depus de :

$$6\,000 \text{ cm}^3 : 30\,000 \text{ cm}^2 = 0{,}2 \text{ cm}.$$

De obicei însă praful se depune numai parţial pe vatră, restul se aşează pe pereţi (susţinere, căptuşală) şi pe obiectele montate în galerie (conducte, cabluri etc.) ceea ce face ca aceste calcule să difere de la caz la caz şi de multe ori să nu dea rezultate suficient de concludente.

La o galerie cu profil circular se poate scrie următoarea relaţie pentru determinarea grosimii periculoase a stratului de praf depus, păstrînd aceleaşi ipoteze ca mai sus în privinţa limitei inferioare de explozivitate şi a densităţii stratului de praf de cărbune aşezat pe pereţi :

$$\frac{\text{cantitatea de praf depusă pe pereţi}}{\text{volumul galeriei}} = 0{,}3 \text{ kg/m}^3 \text{ sau,}$$

$$\frac{2\pi r\, l d\gamma}{\pi r^2 l} = 0{,}3,$$

unde :

r este raza galeriei, m ;
l — lungimea galeriei, m ;
d — grosimea stratului de praf, m ;
γ — densitatea stratului de praf depus, kg/m³.

În acest caz :

$$d = \frac{0{,}3\, r}{2\gamma} = \frac{0{,}3\, r}{2 \times 0{,}5 \times 103} = 0{,}3\, r, \text{mm}.$$

Ceea ce se desprinde din relaţiile de mai sus, cu toată aproximaţia lor, este faptul că grosimea periculoasă a stratului de praf de cărbune depus în lucrările miniere este foarte mică, de cele mai multe ori sub 1 mm, mai mică deci decît se presupune în mod obişnuit.

În ceea ce priveşte precizarea limitei inferioare de explozivitate a amestecului de praf de cărbune şi aer, aceasta este de asemenea o problemă dificilă. În literatura de specialitate această limită variază între mai puţin de 30 g/m³ şi mai mult de 300 g/m³ ceea ce demonstrează în primul rînd dificultatea practică a unor astfel de determinări.

Pentru elucidarea acestei probleme s-a făcut o serie de încercări într-o galerie de cercetare din bazinul Ruhr (Germania Federală) lungă de 200 m unde a fost pulverizată, pe o porţiune de 100 m galerie, o cantitate de 400 g/m³ praf de cărbune (huilă grasă cu 26% materii volatile şi 5% cenuşă la o granulaţie de 75 microni). Exploziile experimentale realizate în acest mod au lăsat să se observe un fenomen faţă de care problema determinării limitei inferioare de explozivitate îşi pierde din importanţă şi anume acela că praful de cărbune nu arde numai acolo unde a fost pulverizat înainte de explozie, ci este dus la distanţe mari răspîndind în felul acesta explozia departe de locul de iniţiere. Explozia prafului de cărbune se poate astfel produce şi în locuri cu totul lipsite de praf, astfel încît devine mai puţin imporant să se stabilească pentru diferitele porţiuni de galerie dacă a fost depăşită sau nu limita inferioară de explozivitate a grosimii stratului de praf depus. Este mult mai important însă pentru combaterea exploziilor să se ia măsuri eficace pentru evitarea acumulărilor mari de praf de cărbune, pentru neutralizarea lor, sau pentru izolarea acestora de restul lucrărilor miniere.

Alte experimentări făcute într-o bombă de încercări cu o capacitate de 40 l au mai arătat că maximum de violenţă a unei explozii, la multe sorturi de cărbune, nu se produce în zona limitei inferioare de explozivitate, ci la un conţinut de cîteva ori mai mare, între 1 500 şi 1 750 g/m³. De aici se poate trage concluzia, verificată şi prin experimentările făcute în galeriile de încercări, că de multe ori explozia nu poate fi înăbuşită printr-un surplus de praf de cărbune în atmosferă ci că mai degrabă există în acest caz pericolul ca praful de cărbune aprins să fie antrenat pe distanţe mari de galerie normal lipsite de praf, formînd cunoscutul front de explozie care, alimentat de aer proaspăt, să nu se stingă decît atunci cînd praful este ars complet. În acest mod pot fi explicate multe explozii subterane în galerii unde se depun în mod obişnuit cantităţi neînsemnate de praf de cărbune. O dovadă în plus că acest fenomen se produce aşa cum s-a arătat mai sus o constituie şi faptul că în galeriile unde s-au produs astfel de explozii nu s-au găsit urme de cărbune cocsificat, ceea ce dovedeşte că praful antrenat de explozie a ars în întregime. Într-adevăr, resturile de cărbune cocsificat se regăsesc după explozie numai în cazurile cînd a existat un surplus de praf de cărbune.

În ceea ce priveşte surplusul de oxigen necesar alimentării exploziilor de acest fel, explicaţia nu poate fi dată de imaginea obişnuită prin care frontul de explozie este închipuit ca un fel de piston etanş care trage după el particulele aprinse de praf în timp ce aerul din galerie este împins înainte. Anumite observaţii făcute cu ocazia exploziilor experimentale, efectuate în galeriile de încercări, au arătat că frontul de explozie se poate propaga şi sub forma unei limbi de foc care înaintează pe vatră sau prin centrul galeriei şi care în acelaşi timp aspiră aerul proaspăt din faţă şi îl trimite în zonele din spate unde se produce arderea prafului de cărbune, cel puţin în faza iniţială.

Acest efect de injectare a aerului proaspăt se poate produce de asemenea şi în locurile unde explozia trece pe lîngă ramificaţii de galerii sau camere mari şi de unde poate fi aspirat suficient oxigen şi trimis în zona de reacţie a exploziei.

Sub aceste aspecte trebuie aşa dar privit pericolul exploziilor prafului de cărbune, explozii care se pot răspîndi pe distanţe mari, antrenînd praful în plină reacţie în locuri depărtate care în mod normal sînt cu totul ferite de depuneri periculoase de praf de cărbune.

(Prelucrare după W. von Königslöw, Glückauf, nr. 14 1964 p. 821 — 825)

Din viața INTREPRINDERILOR

Consfătuirea cu inovatorii exploatărilor miniere din cadrul Trustului minier Baia Mare

Consiliul regional al sindicatelor Maramureș și Trustul minier Baia Mare au organizat la 11 aprilie 1964 o consfătuire în domeniul activității de inovații în ramura minieră a regiunii Maramureș.

La consfătuire au participat numeroși ingineri și tehnicieni din sectoarele de extracție și de preparare a minereurilor, inovatori fruntași ai exploatărilor miniere, conducători ai unităților miniere, specialiști din aparatul trustului minier, președinți ai comitetelor de sindicat, activiști sindicali, activiști ai C.I.T. Baia Mare, responsabili ai cabinetelor tehnice miniere etc. Lucrările consfătuirii au fost deschise și conduse de tov. *ing. Vida Gh.*, membru al biroului executiv al consiliului regional al sindicatelor Maramureș.

Au fost prezentate următoarele patru referate :

1. *Ing. Al. Corpade.* Raport asupra desfășurării mișcării de inovații în anul 1963 în cadrul Trustului minier Baia Mare.

2. *Ing. Tr. Scheau.* Informare asupra rezultatelor obținute în domeniul inovațiilor la flotația centrală în anul 1963.

3. *Ing. Gabriel F. Popescu.* Experiența organizatorică și rezultatele propagandei tehnice în dezvoltarea mișcării de inovații la exploatarea minieră Săsar.

4. *Ing. Elisabeta Medan.* Comunicare în legătură cu situația mișcării de inovații la exploatarea minieră Nistru.

Referatele au fost urmate de dezbateri amănunțite, la discuții înscriindu-se numeroși participanți.

Cu acest prilej s-au făcut cunoscute și rezultatele concursului organizat în anul 1963 de către M.M.E.E. și C.C.S. prin C.R.S. Maramureș și T. M. Baia Mare, pentru stimularea activității de inovații în ramura minieră. Pe primul loc al întrecerii s-a situat *exploatarea flotația centrală*, căreia i s-a înmînat și steagul roșu de exploatare fruntașă pe regiune în activitatea de inovații. Din examinarea datelor concursului, la care au participat un număr de 9 419 muncitori, ingineri și tehnicieni din industria minieră, rezultă următoarea clasificare pe anul 1963 :

Ordinea de clasificare	Exploatarea	Indicele de clasificare (punctaj)
I	Flotația centrală	2,67
II	E. M. Săsar	2,15
III	E. M. Herja	1,48
IV	E. M. Nistru	1,09
V	E. M. Șuior	1,03
VI	E. M. Borșa	0,91
VII	E. M. Baia-Sprie	0,61
VIII	E. M. Cavnic	0,50
IX	E. M. Băiuț	—
X	E. M. Ilba	—

S-a remarcat interesul crescînd al muncitorilor în direcția elaborării de inovații, manifestat prin creșterea cu 36% a numărului de propunători din rîndurile muncitorilor. De asemenea s-a subliniat creșterea eficienței economice a inovațiilor, exprimată prin mărirea economiilor post-calculate cu 27% în 1963 față de 1962. Rezultatele pe ansamblul bazinului minier Baia Mare se concretizează prin următorii indicatori statistici mai importanți :

Indicatori	1962	1963	Dinamica, %
Inovații înregistrate în total pe trust	381	569	149
Inovații aplicate	180	285	158
Inovații în curs de experimentare	173	192	112
Economii postcalculate, mii lei	1108	1394	127
Recompense plătite, mii lei	102,1	145,1	142

Dintre inovațiile mai însemnate se pot menționa :

— Modificarea sistemului de dozare a reactivilor la mori la stația de măcinare de la flotația centrală (propunere prezentată de colectivul tehnicianului *Zaharia Vasile).*

— Dispozitivul de cuplare al flanșelor la cadrele de la stația de precipitare din cianurația Săsar (propunere prezentată de colectivul lăcătușului *Bilț Gheorghe).*

— Modificări la clasoare în vederea măririi fineței de măcinare (propunere prezentată de lăcătușul *Hotea Vasile 5).*

— Dispozitiv anexă de strung pentru retezări și degroșări rapide (propunere prezentată de tehnicianul *Kazay Ludovic).*

— Dispozitiv pentru scurtarea timpului de cuplare a tobei mobile de la mașina de extracție de la Herja (propus de *Tofan Ioan).*

— Sorb telescopic pentru adîncirea puțurilor și curățarea bazinelor de apă din subteran (propus de mecanicul de mină *Weisembacher Iosif).*

— Raționalizarea evacuării sterilului la flotația Baia Borșa (colectivul *Matta Arpad).*

—Uși glisante de colivii *(sing. Muntoiu și maistru Sălăjan Andrei).*

Deosebită importanță a avut raționalizarea schemei de flotare la instalația Burloaia, prin flotarea întregii cantități de minereu în celulele de 2,8 m³, măsură propusă de colectivul *tehn. Parasca Grigore, ing. Ilie Paraschiv, ing. Marin Dumitrescu* și colaboratorii lor. Prin aplicarea acestei raționalizări, valoarea economiilor se va ridica la peste 1,9 milioane lei anual.

Participanții la discuții în cadrul consfătuirii au subliniat în cuvîntul lor o serie de aspecte pozitive și negative, analizînd deficiențele care mai persistă încă în activitatea pe linie de inovații, făcînd totodată propuneri legate de necesitatea îmbunătățirii modului de prezentare, necesitatea modificării și adaptării instrucțiunilor de desfășurare a concursului, la îmbunătățirea propagandei inovațiilor, difuzarea acestora la exploatările miniere prin elaborarea la nivelul trustului a unui material lunar de informare, atenția care trebuie acordată inovațiilor din sectorul subteran ș.a. S-a hotărît efectuarea unui schimb de experiență la E. M. Săsar în legătură cu formele organizatorice îmbunătățite aplicate la aceasta.

Ing. Gabriel F. Popescu

CRONICA

Din istoria mineritului romînesc

Legislaţiile miniere din perioada 1859–1948 şi influenţa lor asupra dezvoltării industriei carbonifere (I)

Ing. *Gh. Damaschin*

Prin unirea principatelor Munteniei şi Moldovei în anul 1859 s-a creat baza materială pentru dezvoltarea economiei Romîniei.

Constituţia noului stat elaborată în 1866 a înscris obligaţia promulgării neîntîrziate a două legi de bază : legea silvică şi legea minelor.

Datorită confuziilor care se făceau în înţelesul noţiunilor de sol şi subsol, de substanţă minerală în general şi de substanţă minerală utilă, de zăcămînt şi de zăcămînt minier (exploatabil), de proprietate minieră etc., toate provocate de lupta acerbă care s-a dus pentru apărarea dreptului de proprietate a particularilor asupra pămînturilor lor, consfinţit de constituţie ca „sacru şi inviolabil" n-a fost posibilă elaborarea urgentă a legii minelor, astfel cum ceruse constituţia din 1866. Au fost studiate legiuirile miniere ale statelor mai dezvoltate, s-a încercat coordonarea acestor legiuiri cu principiile de viaţă romîneşti, s-au întocmit cinci proiecte de lege, dar nici unul n-a putut fi transformat în lege pînă în anul 1895.

În acel an a fost votată şi promulgată prima lege a minelor din Romînia care a fost aplicată pînă în anul 1924 cînd, pe baza constituţiei Romîniei întregite, a fost întocmită, votată şi promulgată cea de-a doua lege a minelor din ţară. Această lege care a suferit o serie de modificări ulterioare, neesenţiale, a fost aplicată pe întreg teritoriul Romîniei pînă la actul naţionalizării din 11 iunie 1948, cînd principalele mijloace de producţie din Romînia au trecut în proprietatea întregului popor.

Legile miniere romîneşti din perioada 1895—1948 au reglementat raporturile de proprietate asupra zăcămintelor miniere precum şi regimul acţiunilor de cercetare, explorare şi exploatare a diverselor substanţe minerale utile, printre care şi a cărbunilor.

Ca să putem cunoaşte activitatea minieră desfăşurată şi progresele care s-au realizat în decurs de o sută de ani, trebuie să pornim de la situaţia din 1859.

★

Orice acţiune de explorare şi exploatare minieră înainte de 11 iunie 1948 era condiţionată de mulţi factori, dintre care principalii erau pe de o parte regimul juridic al proprietăţii zăcămintelor de substanţe minerale utile şi regimul legal al acţiunilor pentru cercetarea, găsirea, studierea şi exploatarea acestor zăcăminte, iar pe de altă parte potenţialul economic al persoanelor sau grupurilor financiare care voiau să-şi plaseze capitalul în această industrie.

Legea minelor din anul 1895 reglementa raporturile între aceşti factori. Pentru concretizare reproducem din cuvîntarea în parlamentul de atunci a ministrului agriculturii, industriei, comerţului şi domeniilor, care prezentase proiectul acestei legi :

„Exploatarea bogăţiilor miniere, crearea şi dezvoltarea diferitelor industrii la noi, reclamă imperios o lege a minelor. Numai fixînd, garantînd şi reglementînd raporturile dintre proprietarul suprafeţei, capital şi oamenii de ştiinţă şi de muncă manuală, putem spera că exploatările miniere vor lua, încetul cu încetul, avîntul pe care-l dorim".

Istoria mineritului de la 1859 la 1959 poate fi împărţită în trei perioade distincte pe care le localizăm în timp astfel :

a — *perioada 1859—1923/1924*, adică de la Unirea Principatelor şi pînă la sfîrşitul primului război mondial ;

b — *perioada 1923/1924—1948*, adică cea în care a fost aplicată legea minelor de la 1924 şi legile moştenite de la austrieci, pentru provinciile de peste munţi, însă numai pentru reglementarea drepturilor cîştigate ;

c — *perioada care începe de la 1948* încoace, cînd prin legea de la 11 iunie 1948 au fost desfiinţate drepturile particularilor asupra zăcămintelor şi întreprinderilor miniere, acestea devenind proprietatea întregului popor.

Perioada 1859—1923/1924

În această perioadă deosebim două etape : prima de la 1859 şi pînă la promulgarea legii minelor din 1895 ; a doua pe timpul aplicării acestei legi (1895—1923/1924).

Perioada 1859—1895 — regimul proprietăţii substanţelor minerale utile.

În cele două provincii care s-au unit în anul 1859, Muntenia şi Moldova, se aplica de peste un sfert de veac Regulamentul Organic. Iată ce dispoziţii cuprindea acesta în materie de proprietate asupra pămîntului şi de acţiuni de explorare şi de exploatare :

Art. 178 : „Cînd se va descoperi niscare-va mine în pămîntul unui particular, acesta slobod va fi să le lucreze singur, ori să le închirieze altuia, după voinţa lui, dînd stăpînirii a zecea parte în natură, sau plătind visteriei a zecea parte din cîştig, scoţînd mai întîi la amîndouă întîmplările toate cheltuielile de lucru".

Art. 179 : „Iar de se va dovedi că stăpînul moşiei, unde s-au găsit aceste mine, după sorocul de optsprezece luni ce-i va da Domnul, nu va avea mijloc de a lucra singur, nici va voi a le închiria altuia, atunci Domnul împreună cu Obştească Adunare, vor chibzui de vor găsi cu cale, mijloace spre a lucra aceste mine, dînd stăpînului moşiei a zecea parte

din cîştig, după ce se vor scoate cheltuielile lucrării şi pe lîngă aceasta despăgubindu-l după cuviinţă pentru stricăciunea ce vor fi pricinuit moşiei sale, săpatul şi lucrarea minelor".

Textul este clar şi nu este necesar vreun comentariu. Regulamentul Organic făcea excepţie numai în ce privea petrolul şi „pietrăriile". În privinţa acestora aducea următoarele dispoziţii : „Păcura, pietrăriile care se întrebuinţează de obşte în Principate, nu vor plăti nici o zeciuială".

Pînă în anul 1864 nu s-a adus în noul stat românesc nici o altă legiuire specială sau dispoziţie cu caracter minier. În acest an (1864) adică exact acum un veac, Codul Civil aducea primele dispoziţii legale în materie minieră, astfel :

Art. 489 : „Proprietatea pămîntului cuprinde în sine proprietatea suprafeţii şi a subfeţii lui".

Art. 491 : „Proprietarul poate face subfaţa pămîntului toate construcţiile şi săpăturile ce găseşte de cuviinţă, şi trage din ele toate foloasele ce acestea ar produce, afară de modificaţiunile prescrise de lege şi regulamentele privitoare la mine..."

Prin urmare, din acest an începe evoluţia regimului juridic de proprietate a zăcămintelor de substanţe minerale utile.

După doi ani, adică în 1866, domnitorul Al. Cuza a dat Romîniei prima constituţie, în care art. 7 şi 19, proclamă proprietatea de orice natură ca „sacră şi inviolabilă" şi stipulează ca nimeni să nu poată fi expropriat, decît pentru cauze de utilitate publică, legalmente constatată. În alte articole se enumeră ceea ce va putea provoca „cauza de utilitate publică", însă nu se cuprinde proprietatea zăcămintelor minerale sau, cum se zicea pe atunci, proprietatea „minei". Constituţia impunea însă aducerea neîntîrziată a unei legi a minelor.

Domnitorul Cuza şi colaboratorii săi n-au avut timpul să întocmească proiectul legii minelor, pentru că, prin conspiraţia care s-a urzit împotriva sa, el a trebuit în anul 1866 să abdice şi să plece în străinătate. Guvernele Romîniei de după anul 1866, deşi au căutat să realizeze hotărîrea constituţiei din anul 1866 de a se elabora o lege a minelor, n-au reuşit să facă aceasta decît după aproape trei decenii. A fost întocmit un prim proiect în anul 1870 care însă nici n-a fost luat în discuţie. Un al doilea proiect, întocmit şi prezentat parlamentului trei ani mai tîrziu, a avut aceeaşi soartă. Nici proiectul din anul 1881 n-a avut succes. În faţa acestor rezultate şi mai ales ca urmare a evenimentelor principale care survenise în Romînia de pe urma războiului de neatîrnare, a votării legii pentru încurajarea industriei naţionale şi a construirii primelor căi ferate, parlamentul însuşi a luat iniţiativa să întocmească un proiect al legii minelor, simţindu-se nevoia înfiinţării şi dezvoltării industriei extractive, care avea să procure ţării substanţele minerale utile. Dar nici acest proiect n-a putut înfrunta opoziţia din parlament şi n-a fost votat curînd. De-abia în anul 1895, datorită cunoştinţelor speciale pe care le aducea în minister un grup de geologi, ingineri de mine şi chimişti veniţi de la şcolile superioare din străinătate, s-au putut aduce lămuririle necesare, care să creeze opinii favorabile în parlament, în timpul dezbaterii proiectului de lege a minelor — întocmit cu larga colaborare a serviciului minier, nou înfiinţat, în cadrul Ministerului Agriculturii, Industriei, Comerţului şi Domeniilor.

Înainte de a analiza evoluţia care a avut loc în această etapă, să ne reîntoarcem la vremea de după 1859 şi să vedem cum se prezenta în Romînia învăţămîntul tehnic şi munca specializată în minerit, intelectuală şi manuală, pînă la promulgarea primei legi a minelor (1895).

Se constată că şi în această materie noul stat românesc dovedea o mare rămînere în urmă faţă de alte state europene, unde de cîteva secole exista un învăţămînt superior ştiinţific multilateral. În Romînia nu exista, atunci cînd s-a făcut Unirea Principatelor, nici un fel de învăţămînt superior.

Cunoaşterea acestei situaţii din Romînia chiar din 1859 de către Al. I. Cuza şi colaboratorii săi, i-a determinat să aleagă în acel an din corpul profesoral secundar pe doi distinşi profesori şi să-i trimită pe seama statului ca să se specializeze în geologie şi mineralogie la Universitatea din Paris. Aceştia au fost Gr. Ştefănescu şi Gr. Cobălcescu. Ei au fost numiţi ulterior primii profesori în această specialitate la primele două universităţi româneşti care au fost înfiinţate în 1863 şi 1864 : Gr. Cobălcescu la Universitatea din Iaşi şi Gr. Ştefănescu la Universitatea din Bucureşti.

Atunci nu exista în ţară o şcoală de ingineri de mine şi nici ingineri de mine sau tehnicieni romîni care să se fi format la şcolile superioare de specialitate sau la exploatările miniere din străinătate.

În această stare de lucruri de atunci, a fost ales, în anul 1867, unul dintre absolvenţii primei promoţii din Bucureşti, tînărul Matei Drăghiceanu care a fost trimis pe seama statului să se specializeze la Şcoala naţională de mine din Paris. În anul 1871, după terminarea studiilor şi a stagiului de practică în mină, Matei Drăghiceanu a fost numit în Serviciul salinelor statului. Verificîndu-i-se însuşirile alese şi dovedind aptitudini practice şi pricepere organizatorică, el a fost numit în 1878 director al Şcolii de poduri şi şosele, care se înfiinţase de curînd în Bucureşti şi însărcinat să o reorganizeze la nivelul şcolilor similare din ţările înaintate. Şcoala a luat numele, după reorganizare „Şcoala de poduri, şosele şi mine".

Astfel, prin absolvenţii universităţilor şi prin cei ai Şcolii de poduri, şosele şi mine, au început să pătrundă în colectivitatea românească geologi, mineralogi, chimişti, ingineri, care prin instrucţia căpătată puteau aduce o contribuţie deosebită în acţiunea de valorificare a bogăţiilor minerale din ţara noastră. Profesorii Cobălcescu, Ştefănescu şi Drăghiceanu au dezvoltat, în afară de catedră, o largă acţiune de culturalizare a maselor, prin prelegeri publice, conferinţe, prin înfiinţare de reviste tehnico-ştiinţifice şi economice, difuzînd cunoştinţe asupra substanţelor minerale utile ale Romîniei, asupra existenţei de minerale şi roci care se puteau exploata în viitor. Ei puteau aduce lămuriri şi în problemele care trebuiau să fie reglementate de legea minelor.

În anul 1859 în afară de exploatări de sare şi puţine puţuri de petrol nu erau în funcţie şi alte exploatări miniere. Vechile exploatări de la Baia de Aramă, de la Baia de Fier zăceau părăsite de aproape două secole. De aceea, nici în acest an, nici în primul deceniu care a urmat n-au existat muncitori minieri calificaţi decît pentru salinele statului. În deceniul următor (1870—1880) s-a început o primă exploatare carboniferă, după construirea primei căi ferate. Această acţiune, de care ne vom ocupa mai jos, a încetat curînd şi nu s-a mai deschis o altă mină decît în anul 1886. De aceea, nu s-au putut forma muncitori manuali calificaţi pentru exploatările miniere carbonifere.

În ceea ce priveşte situaţia celuilalt factor principal care condiţiona atunci o acţiune de explorare şi exploatare minieră şi anume : capitalul situaţia se prezenta precum urmează.

Între anii 1859 şi 1886 acţiunea de explorare şi exploatare a cărbunilor a fost aproape exclusiv o acţiune de stat. Abia în anul 1886 încep să se dezvolte şi acţiunile particulare.

Acţiunea statului de explorare şi exploatare carboniferă a început la Bahna, în fostul judeţ Mehedinţi, în perioada 1870—1880 după construirea căii ferate care lega capitala ţării cu alte ţări. Organizarea şi executarea acţiunii a fost făcută de către direcţia căilor ferate, care a înfiinţat un serviciu special al minelor. Scopul acestei acţiuni a fost de

a se înlocui măcar parțial cărbunele străin care aproviziona locomotivele căilor ferate, cu cărbune din țară. În numeroase locuri din țară se cunoșteau afloriminte de strate de cărbune, între fostul județ Mehedinți și fostul județ Bacău. S-a preferat începerea acțiunii la Bahna, atît pentru faptul că localitatea se găsea mai aproape de calea ferată, cît și pentru faptul că prof. univ. Gr. Ștefănescu, trimis să studieze acești cărbuni, a pus în raportul său concluzii ispititoare cu privire la grosimea stratului și la calitatea cărbunelui.

Pe atunci nu se găseau în țară ingineri specializați, singurul inginer de mine romîn amintit, Matei Drăghiceanu, lucra deja în serviciul salinelor statului. De aceea guvernul romîn a solicitat guvernului austriac să-i recomande un inginer de mine destoinic, care ar fi primit să vină în țară. A fost recomandat și angajat pentru conducerea exploatării un inginer austriac.

Exploatarea se făcea în cadrul direcției minelor din C.F.R. Transportul cărbunilor de la mină la prima stație de cale ferată se executa, pe o cale ferată industrială, în lungime de opt km. Lucrurile nu au mers însă favorabil. Costul cărbunelui era prea mare față de prețul de cost al cărbunelui străin. Grosimea stratului care fusese stabilită de Gr. Ștefănescu nu se menținea pe linia avansării exploatării. Trebuia adusă o reorganizare. În acest scop, guvernul a solicitat pe Matei Drăghiceanu, în acea vreme director al Școlii de poduri, șosele și mine, să ia conducerea exploatării de cărbuni de la Bahna și să înceapă lucrări de explorare în bazinul Motrului, unde se cunoșteau strate de lignit, la Ploștina. Atunci s-au găsit față în față, pentru prima oară la o exploatare carboniferă, geologul, inginerul de mine și inginerul civil (inginerul de căi ferate C. Bottea). Din nefericire, în locul unei colaborări armonioase a acestor trei specialiști a urmat o deosebire de vederi atît de gravă și dăunătoare luării unei hotărîri definitive cu privire la Bahna, încît devenise necesar să se arbitreze între opiniile lor contradictorii. Dar, din lipsa unui număr mai mare de specialiști cu instrucție superioară și cu experiență practică în mine de cărbuni, a lipsit omul competent care să poată arbitra între ei. În această situație, Matei Drăghiceanu s-a retras, nevrînd să ia asupra lui răspunderea eșecului definitiv, pe care îl prevedea, fiind și nemulțumit pentru că nu s-a dat prioritate funcționării lignitifere de la Ploștina, din bazinul Motrului, unde aprecia existența unei mari rezerve de cărbuni pe o suprafață de circa 12 km^2.

Este locul să menționăm că această apreciere a lui Matei Drăghiceanu a fost valorificată abia acum, în anii puterii populare, după aproape trei sferturi de veac, prin organizarea unei exploatări de lignit, sistematice și de mari proporții în bazinul Motrului.

Acțiunea de stat pentru exploatarea și explorarea carboniferă, se pare că a fost sabotată de unii funcționari de la căile ferate care în experiențele făcute cu cărbunii extrași de aici la locomotivele C.F.R. au prezentat rezultate negative, în timp ce consumau cărbuni străini, uneori de o calitate mai inferioară. Acțiunea de stat a fost reluată cînd exploatarea de la Bahna s-a apropiat de sfîrșit și cînd unii particulari au descoperit strate de lignit exploatabil în comuna Șotînga, Dîmbovița (1884). În anul 1886, statul propune proprietarului (pe moșia căruia se găsesc cărbunii exploatabili la Șotînga) să-i vîndă moșia. Acesta refuzînd, Ministerul de Lucrări Publice însărcinează pe inginerul de mine V. Istrate să facă cercetări pe proprietatea Mărgineanca, care era vecină. Acesta dovedește existența unui strat de lignit de 2,50 m grosime și ministerul hotărăște organizarea exploatării miniere de la Mărgineanca. Exploatarea fiind în carieră, s-a realizat imediat producția.

Prin încetarea exploatării de la Bahna (1887) înceta și producția de cărbune brun de o calitate superioară față de lignitul de la Mărgineanca (circa 5 000 calorii față de circa 3 500 calorii).

În această situație, statul și-a întins acțiunea de explorare în Moldova. În fostul județ Bacău, în bazinul Trotușului, se cunoștea apariția unor afloriminte de cărbuni în albiile și malurile cîtorva ape curgătoare. În acest bazin, pe moșia lui Lapoș, statul a executat lucrări de foraj și în anul 1888 s-au găsit două strate de cărbune brun, de cîte 1 m grosime. În fostul județ Suceava, s-au făcut săpături la Bogdănești-Boroaia-Șoldănești, dar rezultatele nu au fost satisfăcătoare. Nicăieri statul n-a trecut la exploatarea cărbunilor din Moldova și nici la explorarea în alte județe. Astfel se termină acțiunea de explorare a statului între anii 1859 și 1895 pentru descoperirea de noi zăcăminte de cărbuni.

Acțiunile particulare

În perioada 1870—1880, statul, printr-o decizie ministerială, a obligat pe inginerii săi de județe și pe prefecții din județele de munte să facă cunoscut prefecturilor toate ivirile de substanțe minerale utile și în deosebi de cărbuni, ce apar la suprafață spre a fi cercetate ulterior. În modul acesta, s-a cunoscut afloriminte de cărbuni și în fostele județe de munte Putna, Buzău, Rîmnicu Sărat, Prahova, Dîmbovița, Muscel, Vîlcea, Gorj și Mehedinți.

Aceste informări, precum și acțiunea directă de cercetare întreprinsă de stat, au stimulat pe particulari să execute și ei săpături aproape în toate aceste județe spre a extrage cărbuni. Lucrările erau primitive, producția de cărbuni neînsemnată, prețul ridicat, iar încurajarea din partea direcției căilor ferate foarte scăzută. În această acțiune a particularilor vom menționa două întreprinderi, a căror activitate arată, atît modul cum se aplicau pe atunci dispozițiile constituției cu privire la dreptul de proprietate „sacru și inviolabil", cît și felul în care această apărare legală exercita influență asupra tranzacțiilor dinainte de legea minelor din 1895.

În articolul publicat în nr. 2 al Analelor Minelor din Romînia din anul 1919 de către fostul șef al regiunii miniere din Tîrgoviște, ing. D. Stoica, se arată următoarele: „Pe la 1884 se descoperă lignitul de la Șotînga pe proprietatea Dobrogeanu. Exploatarea întreprinsă de proprietar, apoi de un belgian, nu reușește și lucrările sînt părăsite cu pierderea unui însemnat capital. Lucrările se continuă întîi de proprietarul Dobrogeanu, apoi de avocatul Boroșnay. Deși era pe vremea aceea singurul furnizor al căilor ferate și se plătea 13,50 lei pe tona de lignit, exploatarea nu s-a putut menține „din cauza lipsei de lucrători speciali și de experiență a exploatărilor, precum și din cauza greutății transportului (cărbunii se transportau cu carele la gara Tîrgoviște)". În timpul dezbaterilor proiectului de lege din 1895, un vorbitor spunea: „Drumul de fier, nu știu pentru care cuvînt nu a mai continuat de a cere lignită pentru locomotivele sale, de la minele noastre. Dar cea mai bună dovadă de rutina și lipsa de inițiativă inteligentă în ale minelor, ce se impută proprietarilor, provine din prejudecată și necunoștința țării".

Proprietarii de terenuri aveau dreptul să concesioneze depunerile de cărbuni din subsolul terenurilor lor și capitaliștilor străini. Dăm ca exemplu, contractul din anul 1893 înregistrat la tribunalul Tîrgu Jiu sub nr. 2292, din 20 noiembrie, anul 1893 (adică, pe cînd nu exista nici o lege a minelor, n. a.).

„Art. 1. Eu D. Schileru concedez Societății United Minerals Comp., Limited, pentru un termen de 29 ani, începînd de la 1 noembrie 1893, dreptul de a exploata minele de cărbuni și orice alte materii minerale, pe moșia mea Schela, com. Schela, jud. Gorj, ce o am cumpărată de la moșnenii Schileri cu actul din 27 sept. 1893, care se numește Schela și Haraboru și aceleași drepturi pentru un termen de 25 ani, începător tot de la 1 noiembrie 1893, pe moșia mea Horezu, din comuna Horezu, jud. Gorj...".

„Art. 6. Dacă societatea va găsi şi va exploata alte materii minerale pe moşie, preţul lor se va fixa de doi arbitri numiţi de părţi, iar în caz de neînţelegere asupra numirii supraarbitrului, acesta se va numi de justiţie, conform legii comerciale".

Cele arătate pot fi rezumate după cum urmează:

1. În anul 1859 după unirea principatelor Munteniei şi Moldovei, se găsea în aplicare Regulamentul Organic, care considera dreptul proprietarului pămîntului, atît asupra solului, cît şi asupra subsolului. În cazul cînd avea să se descopere un zăcămînt de substanţe minerale utile, proprietarul era liber de a-l exploata; dar în caz cînd nu-l putea sau nu voia să-l exploateze, statul avea dreptul, în înţelegere cu Obştească Adunare, să-l folosească el sau să-l concesioneze unui terţ.

2. În anul 1864, exista dispoziţiunea în Codul civil (art. 491) că proprietarul poate face subfaţa pămîntului toate săpăturile ce găseşte de cuviinţă şi trage din ele toate foloasele ce acestea ar produce, afară de modificaţiunile prescrise de lege şi regulamentele privitoare la mine.

3. În Constituţia de la 1866, dreptul de proprietate asupra pămîntului a fost considerat „sacru şi inviolabil" şi nu putea fi expropriat decît pentru cauze de utilitate publică. În enumerarea acestora nu era cuprinsă şi mina sau exploatarea minieră, încît proprietarul era stăpîn complet asupra zăcămîntului de substanţe minerale utile şi era liber să-l exploateze singur, să-l vîndă, sau să-l concesioneze.

Constituţia din 1866 impunea obligaţia promulgării unei legi a minelor. Aceasta a fost votată şi promulgată abia în anul 1895.

4. În prima perioadă deosebim două etape: prima de la 1859 la 1895, a doua de la 1895 la 1923, adică una anterioară primei legi a minelor şi a doua pe timpul aplicării legii minelor din 1895.

În prima etapă s-au exercitat, atît o acţiune de stat, cît şi o acţiune particulară pentru descoperirea şi exploatarea zăcămintelor miniere, deci şi a zăcămintelor de cărbuni. Statul a pornit acţiunea sa după construirea şi punerea în funcţiune a primelor căi ferate a căror locomotive aveau nevoie de cărbuni. În ţară nu exista producţie de cărbuni şi acest combustibil era importat. Spre a înlocui importul de cărbune, măcar parţial, statul a dat o dispoziţie tuturor prefecţilor şi inginerilor de judeţe să comunice prefecturilor toate ivirile la suprafaţă a stratelor de cărbuni din judeţele de munte, spre a fi cercetate. Pentru obţinerea imediată a producţiei de cărbuni a organizat exploatarea de cărbune brun de la Bahna (fostul judeţ Mehedinţi), iar în anul 1886, pe cînd rezerva se termina, a început o nouă acţiune de explorare, prin foraje şi galerii, la Mărgineanca în fostul judeţ Dîmboviţa şi în bazinul Trotuşului (fostul judeţ Bacău). Producţia de lignit s-a realizat numai din mina Mărgineanca. Acţiunea particulară a fost foarte slabă în această primă etapă şi s-a aplicat în toate judeţele de munte dintre Bacău şi Mehedinţi. Lucrările au fost reduse şi primitive din cauza lipsei de experienţă a întreprinzătorilor, lipsei muncitorilor calificaţi, precum şi din cauza atitudinii negative din partea consumatorului principal — direcţia căilor ferate.

Tabela 1

Combustibil consumat de căile ferate în perioada 1880—1895 *

Anul	Combustibil străin (echivalent cardif), t	Cărbune din ţară, t
1880	9 352	—
1881	20 606	—
1882	18 548	—
1883	33 006	—
1884	25 660	—
1885	22 323	24 810
1886	25 771	23 578
1887	31 542	26 465
1888	34 064	23 336
1889	37 658	24 917
1890	45 800	25 575
1891	74 651	23 028
1892	64 450	27 335
1893	86 627	17 745
1894	80 778	21 792
1895	85 532	17 394

*) D. Stoica Producţiunea minelor de cărbuni în Romînia. Analele Minelor din Romînia nr. 3, sept. 1919, p. 167.

5. Pentru această primă etapă a dezvoltării industriei carbonifere nu se găsesc date statistice oficiale cu privire la producţie. În tabela 1 sînt prezentate unele date referitoare la consumul anual de cărbune al căilor ferate în perioada 1880—1895.

Recenzii

PIERRE ROUTHIER: **Les gisements métaliferes.** Ed. Masson et Cie, Paris, 1963.

Tratatul lui Pierre Routhier a apărut la sfîrşitul anului 1963 şi cuprinde două volume, totalizînd 1 282 pagini.

Primul volum cuprinde problemele clasice ale domeniului zăcămintelor de minereuri. Cu toate acestea, autorul tratează materialul în mod original, adoptînd o clasificare generală simplificată, precedată de o primă parte consacrată noţiunilor de bază.

Plecînd de la ideea că zăcămîntul reprezintă o noţiune definită economic, autorul intitulează cele două părţi următoare ale lucrării sale, astfel:

— concentraţii formate la suprafaţa litosferei;
— concentraţii formate în interiorul litosferei.

În acest fel, concentraţiile metalifere se grupează într-un sistem care se deosebeşte de sistemul de clasificare genetic adoptat în general astăzi, prin faptul că toate concentraţiile magmatogene şi metamorfogene se reunesc într-o singură grupă. De altfel, în introducere, autorul subliniază că aceasta înseamnă o încercare de evadare din clasificările actuale, care influenţează negativ dezvoltarea ştiinţei zăcămintelor.

Fără a accepta total acest punct de vedere, se poate considera că încercarea va putea aduce un anumit progres.

În cadrul celor două grupe de concentraţii metalifere, materia este expusă ţinînd seama de procesele principale de alterare şi de sedimentare pe de o parte şi de legăturile spaţiale şi cronologice ale

concentrațiilor metalifere cu formațiunile plutonice, subvulcanice și vulcanice, pe de altă parte.

În acest sens justificarea renunțării la sistemul de a acorda o pondere importantă proceselor prin care formațiunile sedimentare se transformă, o constituie faptul că legătura concentrațiilor metalifere cu metamorfismul general este foarte puțin cunoscută.

Prin aceasta se evidențiază mai profund și mai multilateral rolul mediului în formarea concentrațiilor respective, cel puțin în aceeași măsură în care se urmărește evidențierea surselor din care pot deriva asemenea concentrații. Nu se poate să nu recunoaștem că acest mod de tratare corespunde unui punct de vedere mai „geochimic", deoarece procesele de migrație, dispersie și concentrație sînt determinate de condițiile pe care le oferă mediul respectiv.

Caracterul practic al studiului zăcămintelor este accentuat și promovat prin conținutul volumului al doilea. În acest volum, autorul prezintă, sub formă de tablouri, tipurile de zăcăminte pentru fiecare metal în parte și apoi problemele cercetării zăcămintelor în diferitele ei faze. Utilitatea datelor cuprinse în acest volum este demnă de subliniat.

În afară de aceasta, tratatul lui Routhier este deosebit de interesant și prin problemele pe care le ridică. El preia, în spirit progresist, ideile noi care au fost enunțate în domeniul respectiv, chiar dacă ele nu se bazează încă pe suficiente dovezi care să le confere acceptul general. De asemenea, el ridică întrebări numeroase în privința ideilor mai vechi, chiar dacă ele fac partet din zestrea clasică a studiului zăcămintelor. Acest fapt face să se simtă, ca o notă generală a tratatului, transformarea continuă a concepțiilor și ipotezelor în care se face interpretarea materialului faptic, atît sub influența progresului științific în general, cît și al extinderii sferei cunoștințelor specifice domeniului respectiv.

Fără să intenționăm să acceptăm o reducere a valorii și importanței tratatelor considerate clasice în domeniul studiului zăcămintelor metalifere, considerăm că apariția tratatului lui Pierre Routhier constituie un eveniment de seamă prin împrospătarea pe care o va determina. Din acest motiv, tratatul poate fi recomandat cercurilor largi de geologi și mineri din țara noastră, care vor găsi în el un sprijin valoros pentru activitatea practică și științifică pe care o desfășoară.

N. Mihailovici

DOCUMENTARE

***: **Element de transportor echipat cu celulă fotoelectrică pentru sortarea pietrei sfărîmate.** Pit and Quarry, **56,** nr. 10, aprilie 1964, p. 38.

Dispozitivul servește la eliminarea bucăților de dolomită aflate în amestec cu calcarul în produsul unei stații de sfărîmare primară. Selecționarea dolomitei se bazează pe faptul că ea are o corelație de nuanță mai deschisă decît cea a calcarului și respectiv reflectă lumina mai bine. Componentele dispozitivului sînt : un scurt transportor cu bandă, prevăzut pe o margine cu plăcuțe transversale de cîte 102 mm lungime, o celulă fotoelectrică avînd ecranul dispus lateral și paralel cu lungimea benzii, o mașină electronică de calcul, cu circuite logice. Roca este transportată pe bandă, cu viteza de 45,72 m/min, prin fața celulei care transmite impulsuri circuitelor logice. Ele sînt reglate astfel ca, la un anumit număr de impulsuri, să comande, prin solenoid, înlăturarea bucății respective de rocă. Aceasta este împinsă în afara benzii de către plăcuța în dreptul căreia se află. Debitul dispozitivului este de 50 t/h, iar precizia sa de 93—96%.

Alfred, C. **Din practica perforării sub presiune a găurilor de mină.** Pit and Quarry, **56,** nr. 10, aprilie 1964, p. 122—124, 127—128 și 142.

În două cariere de granit s-a experimentat cu rezultate bune împușcarea cu găuri de mină de 165,1 mm diametru, perforate pneumatic percutant, cu aer comprimat la presiunea de 17,6 at. S-a obținut în aceste condiții, o avansare medie de 13,72 m/h, cu un consum de aer de 14,7 m^3/min. Prin noul procedeu costul perforării a fost redus la mai puțin de jumătate. Se folosesc sfredele cu capul în X, armate cu carburi metalice cu 9,25% cobalt, asupra cărora se dau unele detalii constructive și norme de utilizare.

Mitohell, J. **Exploatarea calcarelor în subteran.** Rock Products, **67,** nr. 4, aprilie 1964, p. 77—80.

Se descrie modul de exploatare în subteran a calcarelor, la adîncimea de 183—293 m. Mina are două puțuri, 5 217 m de galerii și o producție de 2 850 t/zi. Excavarea este condusă pe suborizonturi împușcîndu-se în abataje plasate perpendicular pe direcție. Astfel se obține o fragmentare mai bună a rocii, decît dacă s-ar împușca paralel cu direcția. Panourile au dimensiuni de 100×19×76 m, între ele lăsîndu-se picioare de siguranță de 9,14 m. Pentru fiecare bloc, se sapă mai întîi o galerie direcțională de culcuș din care pornește un suitor pînă la orizontul superior, apoi se exploatează blocul. Găurile de mină se dispun în evantai, pornind din galeria direcțională și acoperind toată grosimea stratului. Se perforează cu coroane cu diamante. Găurile au 37,3—59,7 mm diametru și 3,05—3,66 m lungime. Sfărîmarea primară a calcarelor se efectuează în subteran. Sistemul de transport prin galerii cuprinde autobasculante, transportoare cu bandă și tren electric.

Nortier, G. **Studiul teoretic al organizării unui abataj mecanizat.** Revue de l'Industrie Minérale, **46,** nr. 4, aprilie 1964, p. 353—385.

Înaintarea unui abataj este influențată de alcătuirea echipelor de lucru și de repartizarea personalului pe sarcini și operații. Se studiază teoretic variația cheltuielilor la o unitate de producție, în funcție de

personalul angajat. Se arată căile prin care se poate calcula situaţia optimă, stabilindu-se o serie de formule pentru abatajul echipat cu plug de cărbune şi cel cu maşină de havat. De asemenea, se arată modul cum se poate prevedea viteza unui abataj şi cum se alege echipamentul necesar pentru a obţine rezultate satisfăcătoare.

Love, F şi Furse, H. **Motoarele Diesel în subteran privite din punctul de vedere al securităţii muncii.** Mining Congress Journal, **50,** nr. 4, aprilie 1964, p. 58—61.

Într-o mină de săruri de sodiu exploatate în strat gros, se folosesc maşini echipate cu motoare Diesel, autocamioane, buldozere, maşini de încărcat şi autocare-navetă. Pentru securitatea muncii, trebuie combătute aprinderea accidentală a combustibilului, exploziile de metan şi vicierea aerului prin gazele arse. În ce priveşte combustibilul, problema a fost rezolvată prin măsuri speciale de manipulare şi depozitare. Pericolul aprinderii metanului este eliminat prin construcţia antideflagrantă a sistemului de alimentare a motorului şi a celui de evacuare, precum şi prin suprimarea organelor electrice de iluminat şi de pornire. Vicierea aerului este înlăturată prin aeraj raţional, condus pe baza unor analize colorimetrice periodice pentru dozarea CO, NO_2 NO_3, SO_2 şi CO_2 provenite din gazele arse. O bună întreţinere permanentă a maşinilor contribuie la reducerea cantităţii de gaze.

*** **Stîlpi hidraulici pentru susţinere.** Mining Equipment, **15,** nr. 4, aprilie 1964, p. 11.

Sistemul de stîlpi hidraulici autodeplasabili reduce la minimum deplasările în scopul preluării întregii presiuni a coperişului în abataje cu front lung. Adaptarea la lucru în strate de 0,813—1,83 m grosime este înlesnită prin cursa mare a pistonului de telescopare. Securitatea muncii se realizează prin robinete de control. Avansarea stîlpilor dubli ai fiecărei perechi se efectuează alternativ, o serie de grinzi de sprijin fiind în permanent contact cu coperişul. Se construiesc stîlpi pentru sarcini de 13—30 t şi cu un coeficient de siguranţă. Modul de fixare a stîlpilor în tălpi le asigură stabilitatea transversală. Sistemul hidraulic lucrează la presiunea de 140,6 at.

*** **Transportoare cu jgheab elicoidal pentru industria minieră.** Mining Equipment, **15,** nr. 4, aprilie 1964, p. 14.

Transportoarele cu jgheab elicoidal au un larg domeniu de utilizare, pentru transportul materialelor la alimentatoare, uscătoare, răcitoare etc. Aripile elicoidale sînt montate la exteriorul unei ţevi şi sînt construite în funcţie de materialul care trebuie transportat din oţel inoxidabil sau galvanizat, rezistent la abraziune, coroziune şi căldură. Diametrul exterior al aripilor este de 152—610 mm. Capacitatea de transport atinge 473 m^3/h, la o turaţie de regim de maximum 165 rot/min. Dimensiunea maximă a bucăţilor de transportat nu depăşeşte 89 mm. În cazul unor transportoare special proiectate, dimensiunile indicate pot fi depăşite.

*** **Maşină de încărcat cu basculare laterală, automobilă, pe şenile.** Mining Equipment, **15,** nr. 4, aprilie 1964, p. 18.

Se prezintă maşina de încărcat „Eimco 623", folosită la săparea unei galerii de deschidere de 3,35×2,44 m secţiune. Maşina este acţionată pneumatic cu o presiune a aerului de 6,33 at şi serveşte la încărcarea unui transportor blindat de 381 mm lăţime care, la rîndul său, deversează pe o bandă de 762 mm. Distanţa dintre extremitatea anterioară a transportorului blindat şi abataj era de 4,57—11 m. În aceste condiţii se încărcau în medie 42 t/h. S-a obţinut o avansare cu 50% mai mare decît în cazul folosirii maşini cu cupă cu descărcare în spate. Se mai dau şi alte exemple de folosire a maşinii, în condiţii analoge.

Nagy, L. şi Iuhasz, I. **Rezultatele dezvoltării tehnice la minele de cărbuni din Oroszlany.** Bányászati lapok, nr. 8, 1964.

Autorii prezintă desfăşurarea lucrărilor şi rezultatele obţinute la dezvoltarea tehnică a minelor carbonifere din Oroszlány la capacitate de 8 000 t/zi.

Experimentînd şi introducînd combinele KWB-2, F-4 şi F-5, mecanizarea la tăiere a crescut la 11%, încărcarea mecanizată la 36,5%, iar transportul mecanizat la 93,1% faţă de total.

În domeniul susţinerilor subterane s-a reuşit ca din abatajele frontale 54% să fie susţinute cu mijloace moderne, cifra respectivă privind lucrările de înaintare fiind de 47,6%.

Minele sînt dotate cu cinci combine tip F-5, care lucrează în abataje frontale direcţionale de 50—60 m lungime, realizînd viteze de 1,3—1,8 m/zi la avansarea frontului. Productivitatea medie în abataj a crescut în cinci ani (1959—1963) de la 9,5 la 14,3 t/post, grosimea stratului de cărbuni fiind de 1,4—2,7 m.

Cu combina KWB-2 experimentările au început în februarie 1962, realizîndu-se în medie, pînă la sfîrşitul acestui an, o productivitate de 7,46 t/post, avansarea zilnică a frontului de abataj de 65 m, lungimea fiind de 1,51 m. Maximul realizat în anul 1963 a fost de 9,93 t/post, cu o avansare zilnică de 1,78 m, corespunzătoare unei producţii medii de 276 t/zi, la lungimea de 50 m a frontului. Ca urmare a acestor rezultate lungimea frontului s-a mărit la 136 m, realizîndu-se viteze de avansare de 1,8—2 m/zi, cu o producţie zilnică de 553—700 t.

Combina F-4 se foloseşte în special la înaintări, performanţa respectivă crescînd de la 100 m în 1962, la 150 m/lună în 1963, maximul realizat cu combina F-5 fiind de 250 m.

Dintre maşinile de încărcat se folosesc tipurile Hidasi, Kovács şi Vass-Mocsonyi, aceasta din urmă fiind construită în special pentru galeriile de profil circular.

În abataje susţinerea se realizează cu stîlpi metalici de cinci tipuri diferite şi se experimentează cadrul păşitor HKV-1 000, galeriile fiind susţinute în boltari, inele TH şi lemn, combinate parţial cu susţinerea prin ancorare.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 1 IANUARIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Сипичяну М., Рэдулеску Д. и Юрашку Н.: Укрепление и создание водонепроницаемости водоносных песков и гравия.

Описываются проведенные работы и способ укрепления водоносных песков и гравия в целях проходки штольни диаметром 6,5 м.

Перов В. А. и Жуде Эльвира: Измельчение при каскадном (некатарактном) режиме шаровых мельниц.

Данные о работе шаровых мельниц при каскадном режиме и результаты опытов по изучению влияния уменьшения шаровой нагрузки и скорости вращения мельниц на производительность и эффективность измельчения. В заключение приводится сравнение показателей полученных при измельчении обычным способом с показателями измельчения при каскадном режиме.

Лука Мариус, Ал.: О соотношениях применяемых при расчете норм выработки в горном деле.

Исходя из тезисов политической экономии социализма о рабочем времени выводится ряд расчетных формул для определения норм выработки в горном деле.

Гроу И. и Туллиу Д.: Очистка хвостовых вод на обогатительных фабриках (II).

Панаит Д.: Новые варианты системы разработки с магазинированием руды.

Секарэ Г., Паул Е., Замфир В. и Флоря А.: Основы расчёта соотношения между высотой падения клети и ударным коэффициентом.

ЗАМЕТКИ

Фивег М. П.: Месторождения калийных солей СССР (I)

ХРОНИКА

Из истории румынского горного дела

Дамаскин Г. Горное законодательство в период 1859—1948 г.г. и его влияние на развитие угольной промышленности Румынии (I)

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Sipiceanu, M., Rădulescu D. und Iuraşcu, N.: *Konsolidierung und Abdichtung von Schwimmsanden und wasserführenden Geröllen durch Injektierung.*

Es werden die ausgeführten Arbeiten und die bei der Konsolidierung und Abdichtung einiger Schwimmsande und wasserführender Gerölle angewandte Technologie, gelegentlich der Auffahrung eines Streckenteiles von 8,8 m Länge und 6,5 m Durchmesser, beschrieben.

Perov, V. A. und Jude Elvira: *Das Mahlen in Kugelmühlen nach dem Noncataracting—Prinzip.*

Der Aufsatz enthält einen kurzen Auszug der in der Fachliteratur erschienenen Veröffentlichungen, bezüglich des Betriebes der nach dem Noncataracting—Prinzip mahlenden Kugelmühlen.
Gleichzeitig werden die Versuchsergebnisse betreffend den Einfluss der Verminderung der Kugelfüllung und der Umlaufgerschwindigkeit auf die Mühlenleistung und die Wirksamkeit des Noncataracting-Mahlens mitgeteilt. In der Schlussfolgerung werden die Kennziffern des gegenwärtig üblichen Mahlbetriebes mit den bei den Versuchen beim Noncataracting-Betrieb erzielten Kennziffern verglichen.

Luca Marius Al. C.: *Einiges über die beim Bergbau bei der Berechnung der Arbeitsnormen angewandten Gleichungen.*

Ausgehend von den Thesen der sozialistisch-politischen Wirtschaft über die Arbeitszeit, stellt der Verfasser eine Reihe von Gleichungen für die Berechnung der bergbaulichen Arbeitsnormen auf.

Grou, I. und Tulliu, D. *Die Reinigung der Abwässer von Aufbereitungsanlagen. II.*

Panait, D.: *Neue Abarten des Magazinbaues.*

Secară, Gh. Paul, E., Zamfir, V. und Florea, A.: *Unterlagen der rechnerischen Bestimmung des Zusammenhanges zwischen der Fallhöhe des Förderkorbes un dem Impact-Koeffizienten.*

NOTIZEN

Fiweg, M. P.: *Die Kalisalzlagerstätten der Sowjetunion. I.*

AUS DER TÄTIGKEIT DER GRUBENBETRIEBE.

** * * Beratung der Neuerer des Bergbautrustes Baia Mare.*

CHRONIK

Aus der Geschichte des rumänischen Bergbaues.

Damaschin, Gh.: *Die Berggesetzgebung im Zeitraume 1859—1948 und derem Einfluss auf die Entwicklung des Bergbaues in Rumänien. I.*

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

MŰSZAKI KÖNYVTÁRAK DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONTJA 1883

SOMMAIRE

Sipiceanu, M., Rădulescu, D. et Iuraşcu, N.: *La consolidation et l'imperméabilisation par injection des sables et graviers aquifères*

On expose les travaux exécutés et la technologie appliquée à la consolidation d'un tronçon de sables et graviers aquifères long de 88 mètres, au creusement d'une galerie de 6,5 mètres de diamètre.

Perov, V. A. et Jude Elvira: *Le fonctionnement des broyeurs à boulets en régime „non-cataracting"*

On présente un bref précis des publications parues sur le fonctionnement des broyeurs en régime „non-cataracting", ainsi que les résultats expérimentaux déterminés par diminution de la charge de boulets et par réduction de la vitesse de rotation, influençant la productivité et l'efficacité du broyage. Pour conclure, on donne les indices comparatifs du broyage en régime usuel et en régime „non-cataracting".

Luca Marius Al. C.: *Sur les relations utilisées pour le calcul des normes de travail dans l'industrie minière*

Partant des thèses de l'économie politique socialiste concernant le temps de travail, l'auteur introduit une série de relations permettant le calcul des normes de travail dans l'industrie minière.

Grou, I. et Tulliu, D.: *L'épuration des eaux résiduelles provenant des usines de traitement (II)*

Panait, D.: *Nouvelles variantes de la méthode d'exploitation par abàtage-magasin.*

Secară, Gh., Paul, E., Zamfir, V. et Florea, A.: *Le fondement des calculs pour l'établissement de la relation de dépendance entre la hauteur de chute d'une cage d'extraction et le coefficient de choc (impact).*

NOTES

Fiweg, M. P.: *Les gisments de potasse en Union Soviétique (I)*

SUR L'ACTIVITÉ DES ENTREPRISES

* * * *La conférence des innovateurs du Trust minier de Baia Mare*

CHRONIQUE

Sur l'histoire de l'industrie minière roumaine

Damaschin, Gh.: *Les législations minières durant la période 1859—1948 et leur influence sur le développement de l'industrie minière en Roumanie (I)*

COMPTES — RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Sipiceanu, M., Rădulescu D. and Iuraşcu, N.: *The consolidation and water-proofing by injections of some water bearing sands and gravels.*

The effected works and the technology applied for the consolidation of some water bearing sands and gravels, in view of the excavation of a gallery of 88 m length and 6,5 m diameter, are expounded.

Perov, V. A. and Jude Elvira: *Grinding in ball-mills with non-cataracting regime.*

A brief summary of the published works regarding the run of mills with non-cataracting regime is presented. Also the experimental results concerning the influence of the reduction of the ball loading and of the rotation speed, on the productivity and efficacy of grinding, is set forth. In conclusion, comparison is made between the milling indexes obtained in the present regime of work and those of the non-cataracting one.

Luca Marius, Al. C.: *About the relations employed in the mining industry for the calculation of working norms.*

Starting from the theses of the socialist political economy, concerning the time of work, the author introduces a number of relations for the calculation of working norms, specific for the mining industry.

Grou, I. and Tulliu, D.: *The treatment of residual water of dressing plants. II.*

Panait, D.: *New variants of the method of room working.*

Secară, Gh., Paul, E., Zamfir, V. and Florea, A.: *The bases of the mathematical determination by checking the dependence corelation between both lowering height of the cage and impact coefficient.*

NOTES

Fiweg, M. P. *Potassium salt deposits in the U.S.S.R. I.*

FROM THE ACTIVITY OF THE ENTERPRISES

* * * *The conference of the innovators of the mines belonging to the Mining Trust Baia Mare.*

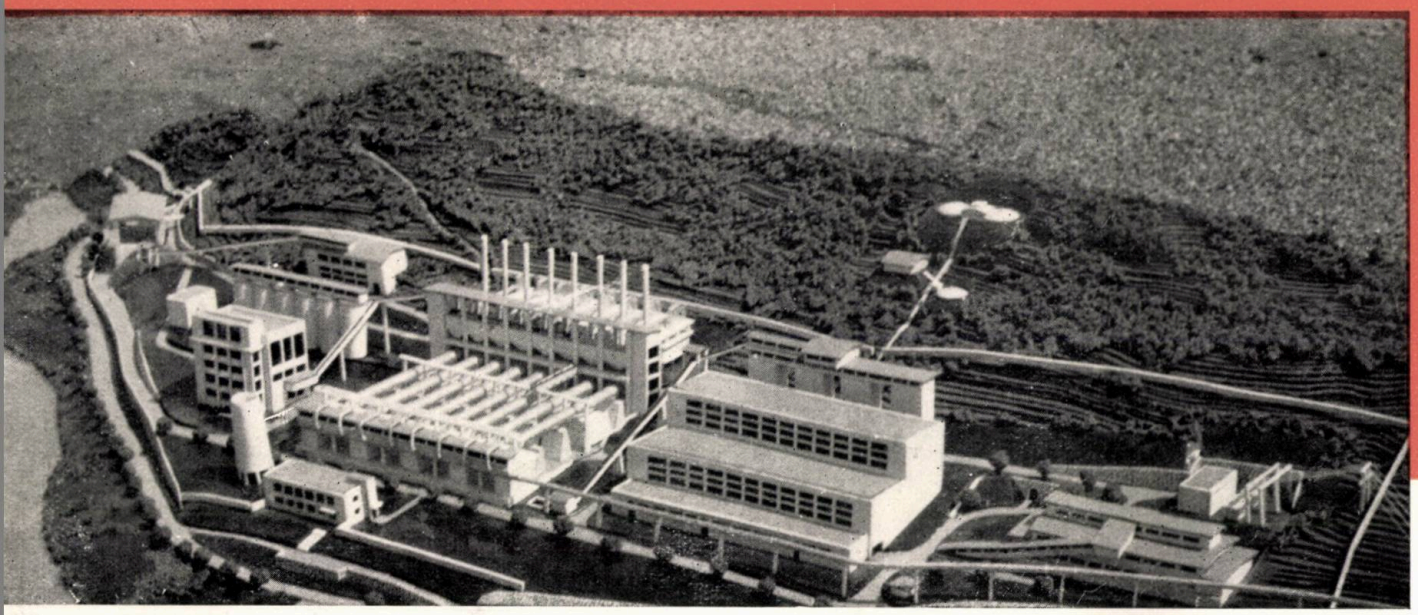
CHRONICLE

From the history of Rumanian mining.

Damaschin, Gh.: *Mining legislation of the period 1859—1948 and its influence on the development of the mining industry in Rumania. I.*

REVIEWS

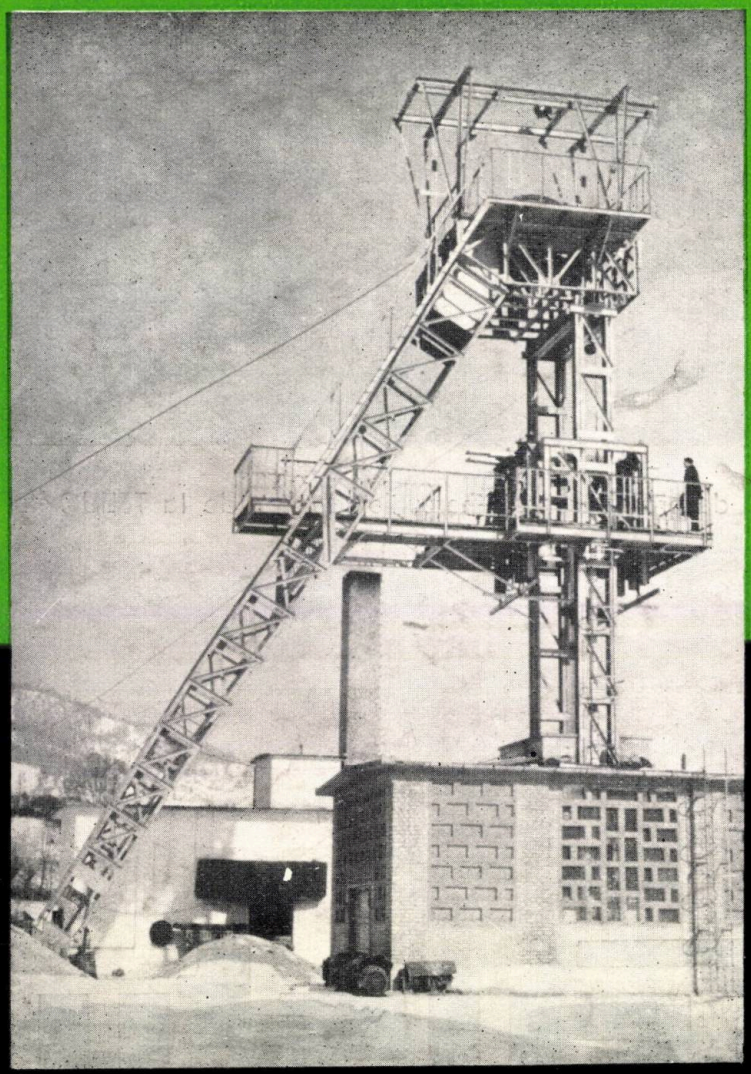
DOCUMENTATION



Uzina de preparare a minereurilor de fier de la TELIUC

Trustul minier DEVA

Turnul nou al puțului de aeraj „CAROLINA"



COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

E 1433

REVISTA MINELOR

2

FEBRUARIE

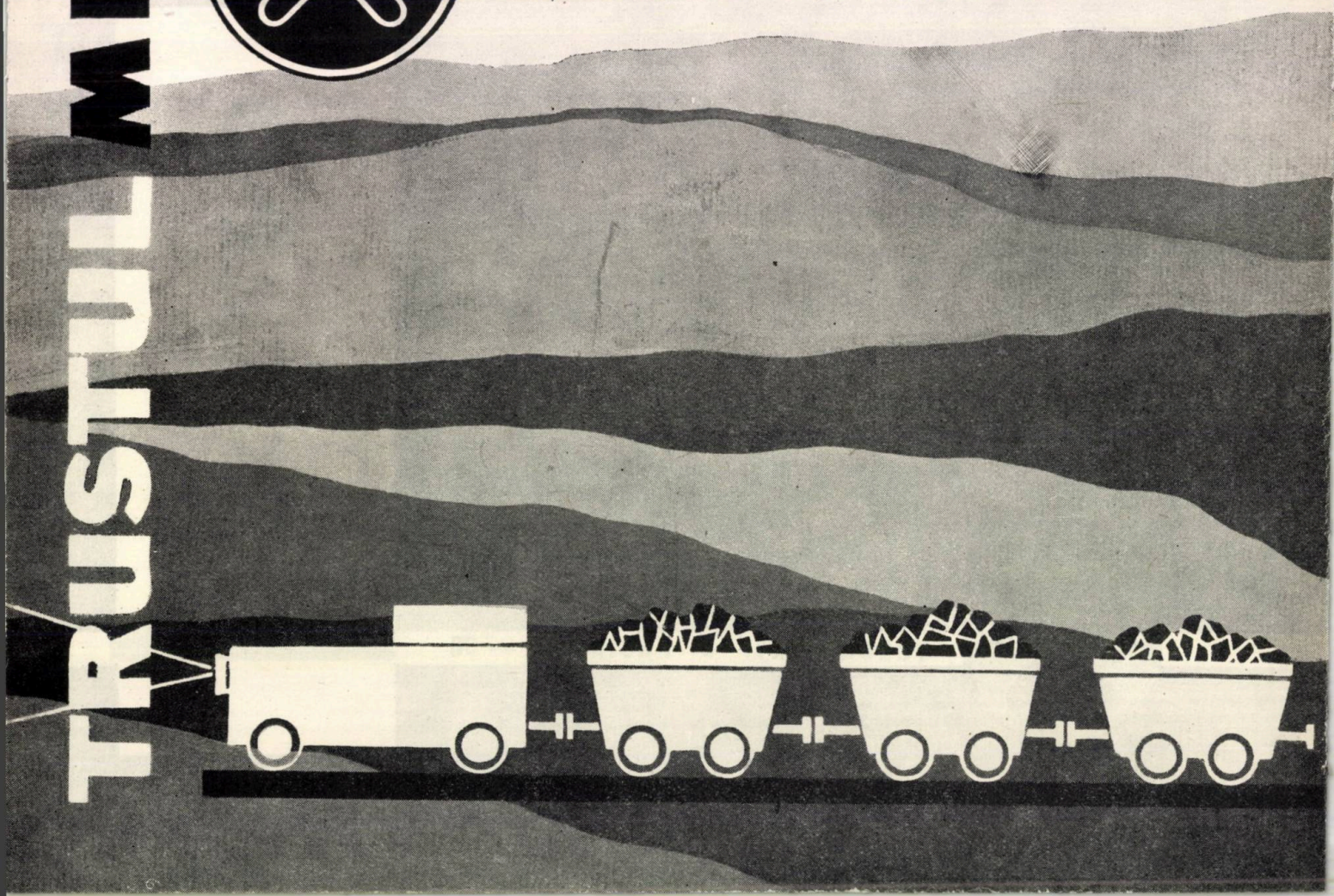
1965

BUCUREŞTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 49 — 88

TRUSTUL MINIER OLTENIA

SUSȚINERE METALICĂ ÎNTR-UN ABATAJ FRONTAL.



OROSZORSZÁGHOZ KÖTŐDŐ MAGYAR VONATKOZÁSÚ DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT BUDAPEST 1963

REVISTA MINELOR

CUPRINS

Covaci, Șt., Hirian, C. și *Popescu, Al.*	**Studiul proprietăților fizico-mecanice ale rocilor de la mina Cuzap I în vederea stabilirii metodei de dirijare a presiunii rocilor**	49—56
Hrapunova Ala, Popa, E. și *Pandelescu, I.*	**Reducerea conținutului de fier din concentratele zincoase**	56—60
Mindeli, G. V. și *Sulea, S.*	**Problemele utilizării aparatelor de protecție în rețeaua electrică minieră cu neutrul legat la pămînt printr-o inductanță**	61—66
Russu, T. și *Voronca, Al.*	**Rezerve suplimentare obținute prin carotajul geofizic din sondele de explorare forate în bazinul carbonifer Valea Jiului**	67—70

NOTE

Fiweg, M. P.	**Zăcămintele de potasiu din Uniunea Sovietică (II)**	70—75
Matei, I.	**Determinarea analitică a cantităților de aer care se deplasează în mină sub acțiunea depresiunii termice**	75—77

INFORMAȚII

	Simpozionul cu tema „Protecția respirației în lumina medicinii și a tehnicii" (Leipzig, 21—23 mai, 1964)	78—79

NOUTĂȚI TEHNICE

ȘTIRI DIN TOATĂ LUMEA

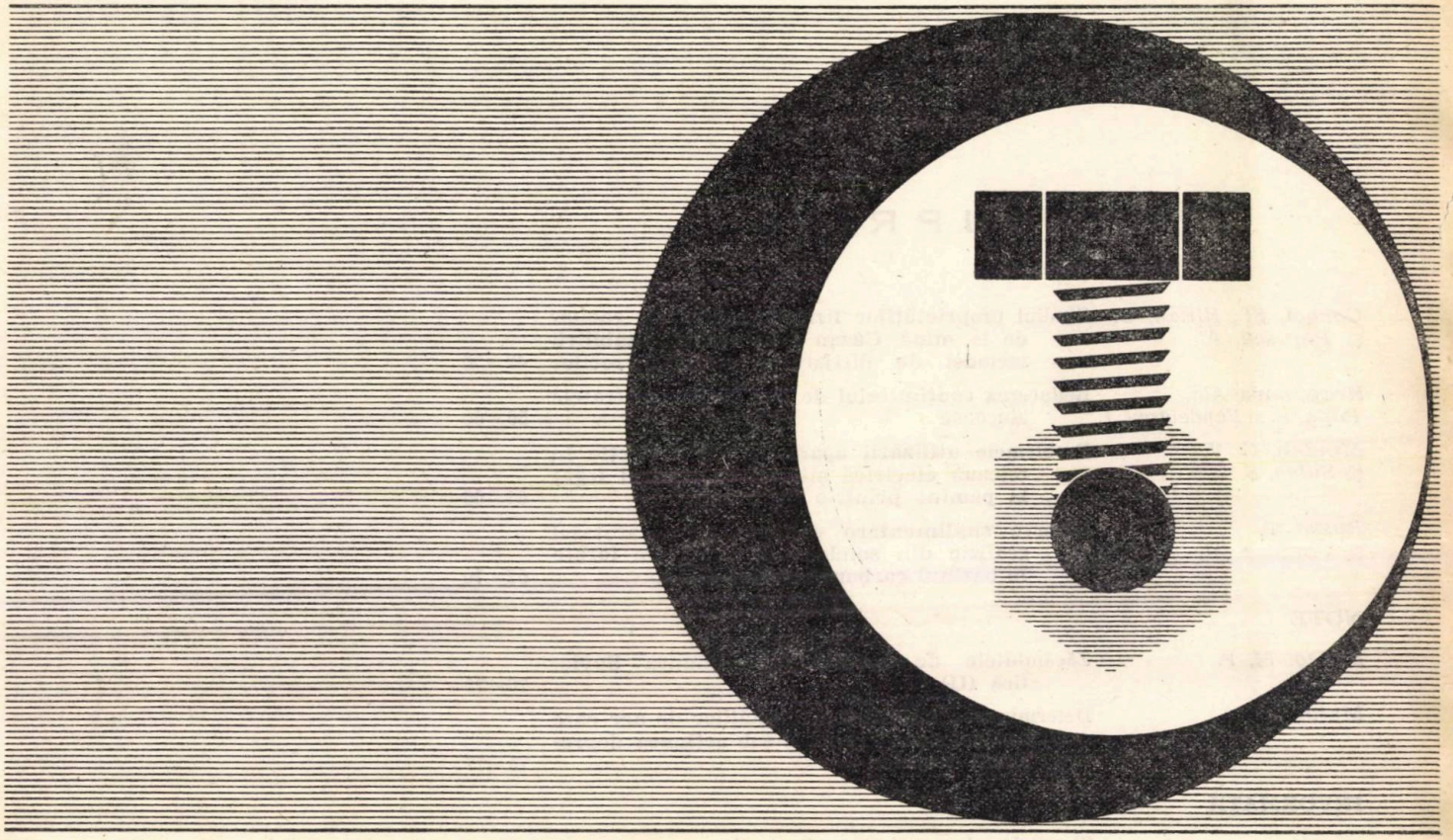
DOCUMENTARE

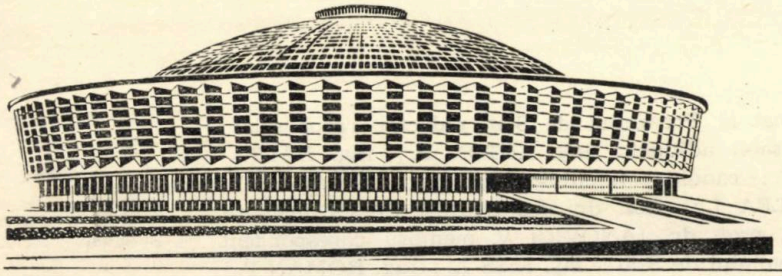
COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

EXPOZITIA TEHNICA A REPUBLICII FEDERALE GERMANE

BUCUREȘTI 18-30 MAI 1965





BDUL. MARASTI 67
(PIATA SCINTEII)

Vizitarea zilnic intre orele
10 - 14 pentru specialiști și
14 - 19 pentru public

Studiul proprietăților fizico-mecanice ale rocilor de la mina Cuzap I în vederea stabilirii metodei de dirijare a presiunii rocilor

Prof. ing. *ȘT. COVACI*,
ing. *C. HIRIAN* și
ing. *AL. POPESCU*

Dezvoltarea impetuoasă a industriei noastre socialiste pune în fața mineritului sarcina de a extrage cît mai mult cărbune, la un preț de cost cît mai scăzut. Pentru a face față acestei sarcini de primă importanță, mineritul se dezvoltă astăzi pe baze noi, rezolvîndu-și problemele tehnice în mod științific. Dintre aceste probleme, alegerea metodei de dirijare a presiunii rocilor prezintă o însemnătate deosebită în ceea ce privește asigurarea securității depline la locul de muncă și extragerea substanței minerale utile cu pierderi cît mai mici, la un preț de cost minim.

Noțiunea de dirijare a presiunii rocilor este relativ nouă în terminologia de specialitate, definind complexul de operații care se efectuează cu scopul principal de a atenua presiunea exercitată de masele de roci înconjurătoare asupra lucrărilor și în special asupra abatajelor. Totalitatea factorilor care condiționează procesul de dirijare a presiunii rocilor cuprinde :

— factori constanți ;
— factori variabili.

Din prima categorie fac parte :

a — factorii naturali (condițiile geologice și hidrogeologice, caracteristicile geometrice ale zăcămintelor, proprietățile fizico-mecanice ale substanței minerale utile și ale rocilor înconjurătoare etc.) ;

b — factorii tehnico-minieri (metoda de exploatare, adîncimea de exploatare, prezența în apropiere a unor zăcăminte exploatate sau în exploatare etc.).

Dintre factorii variabili cei mai importanți sînt :

— modul de susținere a spațiului exploatat ;
— dimensiunile spațiului de lucru ;
— viteza de înaintare a frontului de abataj.

Deoarece mina Cuzap I se găsește în faza de pregătire a cîmpului de exploatare, s-a pus problema studierii proprietăților fizico-mecanice ale rocilor — factor primordial în alegerea metodei de dirijare a presiunii miniere. Calea adoptată a fost aceea a încercărilor practice în laborator și a observațiilor directe pe teren, urmate de interpretarea rezultatelor și fenomenelor pe baza literaturii de specialitate.

I. Colectarea probelor

Pentru încercările în laborator au fost culese din puncte accesibile probe de cărbune și roci înconjurătoare, după cum urmează :

din coperiș : — proba nr. 1 A din partea superioară și proba nr. 1 B din partea inferioară (galeria 1 —407),
— proba nr. 2 (galeria 1 —405) ;
din culcuș : — proba nr. 4 (galeria 1 —405).

Probele nr. 3 de cărbune au fost colectate din nișa 4, de legătură între planele 1 —507 și 1 —508. Punctele de colectare a probelor, fixate astfel încît într-un număr cît mai mic să permită cunoașterea caracteristicilor medii generale ale rocilor și utilului, sînt indicate în planul de situație al minei Cuzap I (fig. 1).

Pentru evitarea solicitărilor anterioare și a fisurării datorită diferitelor cauze, probele au fost extrase din masiv prin limitarea unor cuburi cu dimensiunile aproximative de 350 × × 350 × 350 mm, din care să se poată confecționa 8 —10 epruvete de o anumită mărime.

Izolarea probelor față de atmosferă s-a realizat prin parafinare, iar transportul lor la laboratorul de încercări mecanice s-a făcut în lăzi cu rumeguș de lemn.

II. Analiza macroscopică și microscopică a rocilor

Rezultatele analizelor macroscopice ale rocilor colectate sînt prezentate pentru fiecare probă în parte.

Proba nr. 1 A

Analiza macroscopică — culoare cenușie, mărimea granulelor nu depășește 0,1 mm, structură aleuro-pelitică, textură nestratificată ; este friabilă și reacționează destul de

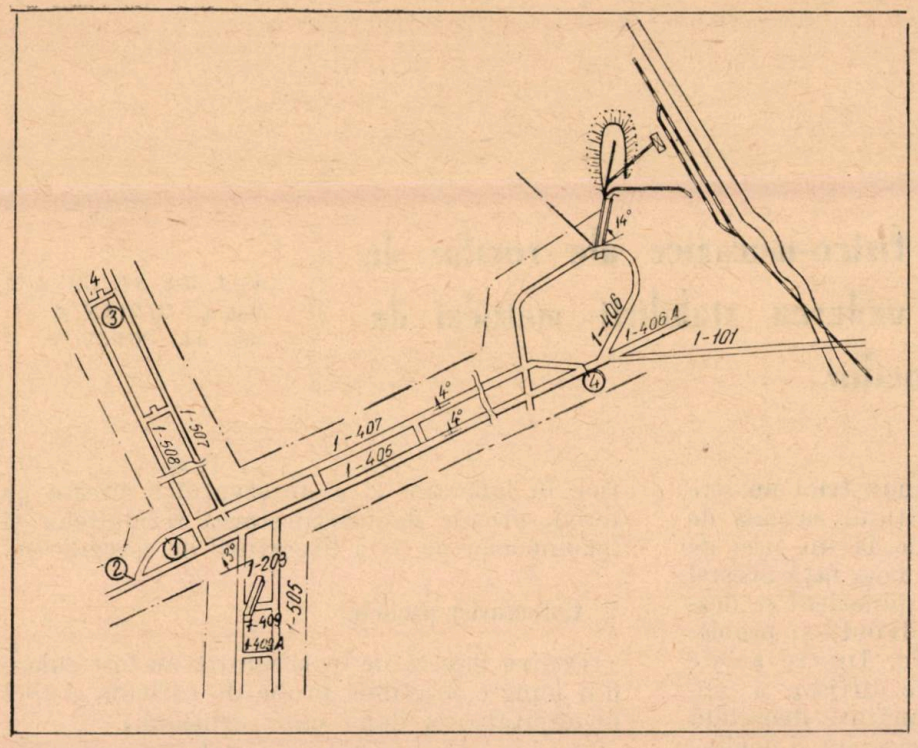


Fig. 1. Punctele de colectare a probelor.

puternic cu acidul clorhidric. Cu ochiul liber şi cu lupa se observă un material aleuro-pelitic în care sînt vizibile paiete fine de muscovit.

La microscop, în lumină polarizată, se observă un ciment marno-argilos (în proporţie de 70%) în care sînt dispersate : granule de cuarţ (10%), cristale de feldspaţi (5%), fluturaşi de muscovit (3%), minerale opace (magnetită, pirită), oxizi de fier (limonit). Roca este o marnă argiloasă.

Proba nr. 1 B

Analiza macroscopică — culoare cenuşie-deschis, mărimea granulelor în jur de 0,01 mm, structură aleuro-pelitică, textura uşor stratificată, foarte friabilă, aderentă la apă şi face efervescenţă cu acidul clorhidric. Cu ochiul liber şi cu lupa se distinge o masă argilo-marnoasă constituind cimentul în care se pot observa paiete de muscovit şi substanţă feruginoasă.

Analiza microscopică — în secţiune subţire, în lumină polarizată, se observă o masă aleuro-pelitică, argilo-marnoasă, în care apar : granule de cuarţ (10%), cristale de feldspaţi (30%) fără clivaj şi fără macle, de cele mai multe ori caolinizaţi, paiete de muscovit (15%), avînd culori de interferenţă foarte pronunţate, minerale negre, opace (magnetită, mai rar pirită), granule de glauconit, oxizi de fier. Cimentul este argilo-marnos iar roca, o argilă marnoasă friabilă.

Proba nr. 2

Analiza macroscopică — culoare cenuşie (nuanţă mai închisă) mărimea granulelor este sub 0,01 mm, textură uşor stratificată, aderentă la apă, nu reacţionează cu acidul clorhidric. Cu ochiul liber şi cu lupa se observă o substanţă aleuritico-pelitică, argiloasă, cenuşie, uşor friabilă. În această masă se disting paiete foarte fine de muscovit.

Analiza microscopică în secţiune subţire se remarcă o masă aleuritică-argiloasă înglobînd granule de cuarţ (30%), paiete de muscovit (10%), granule de feldspaţi (5%), minerale negre, opace (3%), substanţă cărbunoasă (2%).

După analiza făcută rezultă că roca este o argilă foarte fină.

Proba nr. 4

Analiza macroscopică — culoare galben-cenuşie, cu diferite nuanţe (conţinut de oxizi de fier), structură pelitică, textură stratificată ; roca este foarte friabilă şi foarte aderentă la apă. Cu acidul clorhidric face efervescenţă puternică numai în anumite zone, lucru ce trădează concentraţii de carbonat de calciu ; în restul rocii, efervescenţa este foarte slabă întrucît procentajul de carbonat de calciu este mult mai redus.

În rocă se observă impresiuni de plante (frunze şi fragmente de rădăcini), parţial încărbunate. Cu ochiul liber, mai bine cu lupa, se disting fluturaşi de mică (muscovit) şi minerale negre opace, reprezentînd fie minerale foarte mici de magnetit, fie fragmente de substanţă cărbunoasă.

Analiza microscopică în lumină polarizată se observă o substanţă pelitică marno-argiloasă, cenuşie-neagră (60%). În această masă sînt dispersate cristale de cuarţ, albe cenuşii, cu extincţie ondulatorie, contur neregulat şi de mărimi variabile (20%), paiete de mică (muscovit), unele foarte alungite paralel cu clivajul, cu culori de interferenţă foarte vii (10%), cristale de feldspaţi (3%), deseori caolinizaţi, granule de glauconit (1%), minerale opace (magnetită, pirită) — sporadic.

Roca este o argilă marnoasă foarte friabilă.

Pe baza analizelor efectuate s-a stabilit că rocile din coperişul zăcămîntului sînt în gene-

ral argile, marne argiloase sau argile marnoase, iar rocile din culcuș sînt argile marnoase foarte friabile.

III. Proprietățile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare și ale lignitului din stratul II de la mina Cuzap I

Proprietățile fizico-mecanice ale rocilor și substanței minerale utile au fost determinate direct, prin încercări de laborator pe epruvete confecționate din probele colectate, sau au fost stabilite indirect, prin calcul. Generalizarea pentru întreg zăcămîntul a valorilor obținute este justificată prin alegerea unor puncte caracteristice de luare a probelor, așa cum s-a arătat anterior.

A. *Caracteristici fizice*

Dintre caracteristicile fizice au fost determinate prin metode de laborator, fiind stabilite prin calcul:

1 — greutatea specifică (γ);
2 — greutatea specifică aparentă (γ_a);
3 — umiditatea (W);
4 — porozitatea (n);
5 — coeficientul de afînare (K_a).

Greutatea specifică este o mărime folosită mai rar pentru aprecieri directe, intervenind însă în relațiile de definire ale altor mărimi importante.

Greutatea specifică aparentă variază în funcție de gradul de porozitate și de adîncimea la care se află în scoarța terestră rocile și substanțele minerale respective.

Umiditatea permite, atît aprecieri directe, cît și calcularea altor caracteristici.

Cele trei mărimi au fost determinate conform normelor în vigoare, rezultatele obținute fiind, de altfel, scontate și confirmate de literatura de specialitate (tabela 1).

Tabela 1

Denumirea și numărul probei	Greutatea specifică, γ, g/cm³	Greutatea specifică aparentă, γ_a g/cm³	Umiditatea W, %
Proba nr. 1 A — coperiș	2,67	2,060	12,94
Proba nr. 1 B — coperiș	2,70	1,980	14,72
Proba nr. 2 — coperiș	2,71	2,075	18,79
Proba nr. 4 — culcuș	2,71	2,130	16,99
Proba nr. 3 — cărbune	1,44	1,220	53,08

Porozitatea reprezintă volumul total, exprimat în procente, al golurilor dintr-un anumit volum de rocă sau substanță minerală utilă și se stabilește cu relația:

$$n = 1 - \frac{\gamma_a}{\gamma} \cdot 100, \ \% \qquad (1)$$

Pentru probele în cauză s-au calculat următoarele valori ale porozității:

— proba nr. 1 A — coperiș, $n = 23\%$;
— proba nr. 1 B — coperiș, $n = 26{,}5\%$;
— proba nr. 2 — coperiș, $n = 23{,}5\%$;
— proba nr. 4 — culcuș, $n = 21{,}3\%$.

Stabilirea coeficientului de afînare. Pentru rocile laterale ale zăcămîntului de la mina Cuzap I au fost calculate următoarele valori medii ale coeficientului de afînare (raportul dintre volumul rocii detașate și volumul ei în masiv), conform relației:

$$K_a = \frac{\gamma}{\gamma_a}, \qquad (2)$$

— proba nr. 1 A — coperiș, $K_a = 1{,}30$;
— proba nr. 1 B — coperiș, $K_a = 1{,}36$;
— proba nr. 2 — coperiș, $K_a = 1{,}31$;
— proba nr. 4 — culcuș, $K_a = 1{,}27$.

B. *Caracteristici mecanice*

În urma solicitărilor mecanice ale rocilor, în interiorul acestora apar eforturi normale, eforturi tangențiale, lungiri și lunecări care, atingînd o valoare maximă, duc la ruperea materialului.

Explicarea fenomenului de rupere, cu stabilirea unei corelații față de unul sau mai mulți din parametrii enumerați mai sus, constituie obiectul mai multor teorii, cuprinse în trei grupe mari:

— teoria eforturilor;
— teoria deformațiilor;
— teoria energiei potențiale.

Încercările și observațiile efectuate pînă în prezent de diferiți cercetători îndreptățesc afirmația că teoria care concordă cel mai bine cu rezultatele practice este teoria eforturilor tangențiale maxime sub forma îmbunătățită de O. Mohr. Teoria reprezintă o generalizare a ipotezei frecării interioare a lui C. A. Coulomb și admite reprezentarea grafică a limitelor stării de tensiuni plane cu ajutorul unei curbe înfășurătoare, care poate fi ridicată prin încercări practice de laborator. Pentru evitarea numărului mare de încercări se recurge la înlocuirea curbei oarecare, tangentă la fiecare din cercurile tensiunilor limită, printr-o parabolă, cicloidă sau dreaptă. Dintre acestea cea mai indicată pentru scopul urmărit este înfășurătoarea parabolică a cărei expresie, după Kuznețov, este:

$$\tau = \sqrt{(R_t - \sigma)\left[2R_t - 2\sqrt{R_t(R_t + R_c)} + R_c\right]}, \qquad (3)$$

în care:

τ este tensiunea de forfecare (tangențială) din planul de rupere;
R_t — rezistența de rupere la tracțiune;
σ — tensiunea normală pe planul de forfecare;
R_c — rezistența de rupere la compresiune.

Mai des utilizată este înfășurătoarea parabolică de gradul doi care are expresia:

$$\tau^2 = \sigma_t\left[(B + 2) - 2\sqrt{B + 1}\right](\sigma - \sigma_t), \qquad (4)$$

unde :

σ_t este rezistența de rupere la tracțiune ;

σ_c — rezistența de rupere la compresiune ;

$$B = \frac{R_c}{R_t}.$$

Această înfășurătoare este reprezentată în figura 2.

Folosind înfășurătoarea parabolică a cercurilor tensiunilor limită, se pot stabili trei

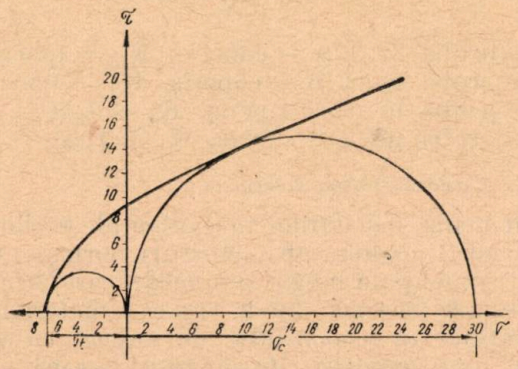


Fig. 2. Înfășurătoarea parabolică.

categorii de roci diferite, în funcție de poziția centrului C al cercului osculator de vîrf al parabolei pe axa 0σ, determinată cu relația :

$$\tau = 0\,;\ \sigma = R_t\left(1 - \sqrt{1 + \frac{R_c}{R_t}} + \frac{R_c}{2R_t}\right). \qquad (5)$$

— Dacă $\frac{R_c}{R_t} < 3$ rocile au comportare plastică pronunțată.

— Cînd $3 < \frac{R_c}{R_t} < 5$ rocile se comportă în mod elasto-plastic.

— Cînd $\frac{R_c}{R_t} > 5$ rocile au comportare elastică pronunțată, sînt casante sau friabile.

Cunoașterea proprietăților mecanice ale rocilor constituie deci baza strict necesară pentru determinarea elementelor metodei de dirijare a presiunii miniere.

În cazul rocilor înconjurătoare zăcămîntului de lignit de la mina Cuzap I, pe baza datelor furnizate de încercările practice, s-au apreciat următoarele comportări (tabela 2) :

Tabela 2

Denumirea și numărul probei	R_c, kg/cm²	R_t, kg/cm²	$\frac{R_c}{R_t}$	Comportarea rocilor
Proba nr. 1A — coperiș	23,4	4,75	4,92	plastico-friabile
Proba nr. 1B — coperiș	14,2	3,02	4,70	plastico-friabile
Proba nr. 2 — coperiș	29,9	7,10	4,22	plastico-friabile
Proba nr. 4 — culcuș	10,9	1,50	7,30	friabile
Proba nr. 3 — cărbune	121,0	8,80	13,4	casante

Calculele efectuate și poziția centrului cercului osculator de vîrf al parabolei (fig. 3, 4, 5, 6) arată că rocile din coperiș sînt roci elasto-plas-

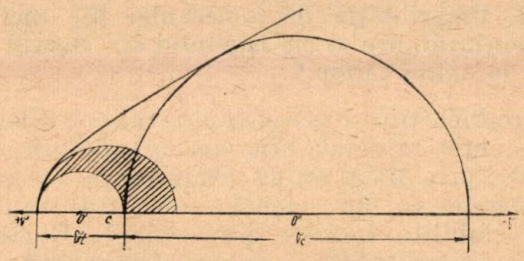


Fig. 3. Curba înfășurătoare a cercurilor tensiunilor normale limită pentru proba nr. 1 A — coperiș.

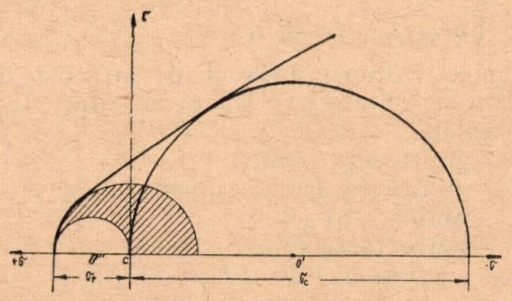


Fig. 4. Curba înfășurătoare a cercurilor tensiunilor limită pentru proba nr. 1 B — coperiș.

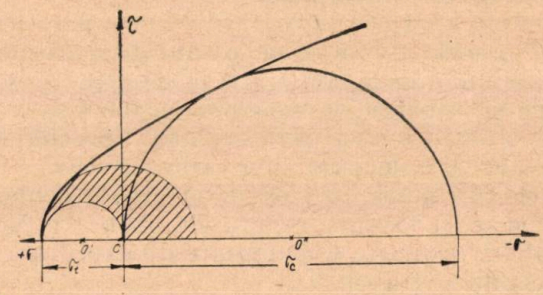


Fig. 5. Curba înfășurătoare a cercurilor tensiunilor normale limită pentru proba nr. 2 — coperiș.

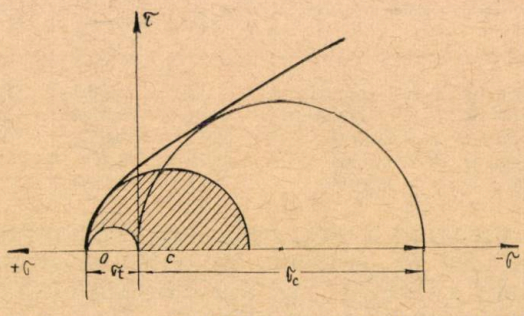


Fig. 6. Curba caracteristică a cercurilor tensiunilor limită pentru proba nr. 4 — culcuș.

tice, rocile din culcuș sînt roci friabile iar stratul de cărbune are pronunțate proprietăți de casanță.

Aceste rezultate sînt aproximate și de analizele macroscopice și microscopice.

1. *Rezistența la compresiune*

Epruvetele folosite pentru încercări mecanice aveau forma de cub sau paralelipiped dreptunghic, fiind confecționate cu ajutorul mașinii de tăiat cu discuri metalice încărcate cu carborund, sau cu ajutorul uneltelor manuale. Toleranțele admise n-au depășit 1% pentru dimensiunile liniare și 2° pentru unghiurile diedre dintre fețe.

Rezistența la compresiune s-a determinat pe un număr de 53 epruvete de forma unui cub cu latura de 50 mm, 70 mm și 90 mm, dintre care 30 de încercări s-au efectuat perpendicular pe stratificație iar 23 — paralel cu stratificația.

Relația de calcul utilizată este :

$$\sigma_c = \frac{P}{S}, \text{ kg/cm}^2, \qquad (6)$$

unde :

P — sarcina în momentul ruperii, kg;
S — secțiunea transversală a epruvetei, cm².

Rezultatele obținute pot fi urmărite în tabela 3.

Tabela 3

Denumirea și numărul probei	Dimensiunile epruvetelor, mm	Direcția solicitării față de stratificație	Numărul de încercări	$\sigma_c = \frac{P}{S}$, kg/cm²
1 A — coperiș	70×70×70	//	3	18,9
	70×70×70	⊥	5	22,6
	50×50×50	//	3	16,25
	50×50×50	⊥	3	24,2
	90×90×90	//	1	21,2
	90×90×90	⊥	3	23,2
1 B — coperiș	70×70×70	//	2	11,7
	70×70×70	⊥	2	15,3
	90×90×90	//	1	9,4
	90×90×90	⊥	2	13,0
2 — coperiș	70×70×70	//	3	29,0
	70×70×70	⊥	3	30,0
	50×50×50	//	2	31,2
	50×50×50	⊥	2	29,9
	90×90×90	//	3	30,1
	90×90×90	⊥	2	29,9
4 — culcuș	70×70×70	//	2	9,4
	70×70×70	⊥	4	10,9
3 — lignit	90×90×90	//	2	120
	90×90×90	⊥	2	140
	70×70×70	//	2	105
	70×70×70	⊥	2	102

Analizînd rezultatele prezentate se constată că pentru proba nr. 2 rezistența la compresiune paralel cu stratificația este sensibil egală cu rezistența la compresiune perpendiculară pe stratificație, fapt caracteristic pentru rocile a căror comportare se apropie de a corpurilor izotrope, în timp ce pentru celelalte probe rezistența la compresiune în sensul perpendicular este mai mare decît în sens paralel față de stratificație.

Valorile medii ale acestor rezistențe sînt :

	σ_{c_m} //, kg/cm²	σ_{c_m} ⊥, kg/cm²
— proba nr. 1 A	18,8	23,4
— proba nr. 1 B	10,55	14,2
— proba nr. 2	30,10	29,9
— proba nr. 4	9,40	10,9
— proba nr. 3 lignit	113,0	121,0

Studierea modului de rupere a epruvetelor permite corelarea acestuia cu comportarea rocilor respective ca roci plastico-friabile $\left(\frac{R_c}{R_t} = 4{,}22 - 4{,}92\right)$ sau friabile $\left(\frac{R_c}{R_t} = 7{,}30\right)$ apreciată în tabela 2 pe baza raportului $\frac{R_c}{R_t}$.

Astfel, se observă că epruvetele de rocă comprimate perpendicular pe stratificație se rup în formă de prisme cu vîrfurile întrepătrunse,

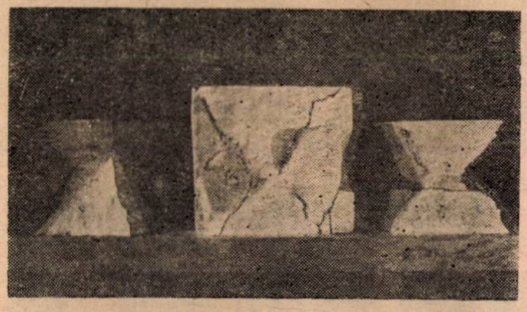


Fig. 7. Forma rupturii la rocile cu comportare casantă (friabile).

mai ales pentru proba nr. 2, fapt caracteristic rocilor tari (fig. 7) sau în prisme mai puțin adînci față de centrul cubului, cu sărituri ale părții centrale, în mod neregulat, ceea ce este caracteristic rocilor plastico-friabile (fig. 8).

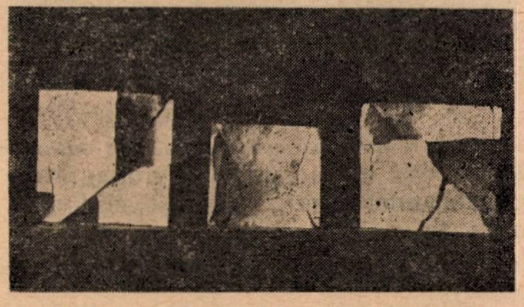


Fig. 8. Forma rupturii la rocile cu comportare plastico-friabilă.

Ruperea epruvetelor după un plan diagonal, făcînd un unghi de 45° cu planul orizontal, caracteristică rocilor cu comportare plastică nu s-a remarcat, așa cum de altfel nici raportul $\frac{R_c}{R_t}$ nu înregistrează valori sub 4.

Pentru epruvetele solicitate paralel cu stratificaţia, ruperea decurge cu tendinţa de desfacere a acestora după plane de asemenea paralele cu stratificaţia (fig. 9).

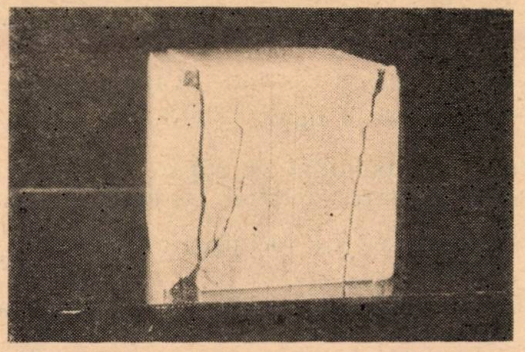


Fig. 9. Forma rupturii la rocile solicitate paralel cu stratificaţia.

2. *Rezistenţa la întindere*

Încercările la întindere au fost efectuate pe epruvete în formă de pişcot, cu dimensiunile secţiunii minime de 20 × 30 mm, confecţionate cu ajutorul unui şablon construit special. Majoritatea epruvetelor s-au rupt în dreptul secţiunii minime, aşa cum se arată în figura 10.

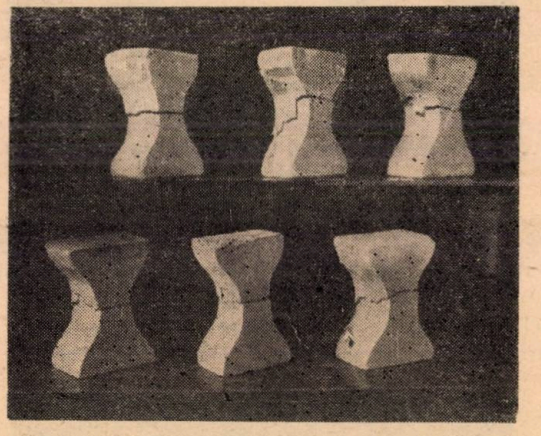


Fig. 10. Epruvete încercate la întindere.

Cele cîteva care s-au abătut de la această regulă, datorită neomogenităţii pronunţate sau a existenţei unor fisuri, au fost eliminate din interpretări.

Rezistenţa la întindere s-a calculat cu relaţia cunoscută :

$$\sigma_t = \frac{P}{S}, \text{ kg/cm}^2. \qquad (6')$$

Rezultatele medii ale încercărilor sînt redate în tabela 4.

Se remarcă aceeaşi situaţie în privinţa mărimii valorilor obţinute ca şi în cazul încercărilor la compresiune.

Tabela 4

Denumirea probei	Numărul de încercări	Rezistenţa de rupere la întindere, σ_{t_m}, kg/cm²
Proba nr. 1 A	15	7,10
Proba nr. 1 B	11	4,75
Proba nr. 2	2	3,10
Proba nr. 4	6	1,50
Proba nr. 3 — lignit	13	8,80

3. *Rezistenţa la încovoiere*

Rezistenţa de rupere la încovoiere a fost determinată pe epruvete prismatice cu secţiunea pătratică avînd dimensiunile 50 × 50 × 300 mm.

Deoarece distanţa dintre reazime nu depăşea de 8 —10 ori înălţimea epruvetei, pentru calcul nu s-a recurs la relaţia lui Navier în forma ei simplă, ci aceasta a fost corectată, devenind :

$$\sigma_i = \frac{3}{2}\frac{Pl}{h^3} - 0{,}266\frac{P}{S}, \text{ kg/cm}^2, \qquad (7)$$

în care :

P este sarcina de rupere, kg ;
l — distanţa dintre reazime, cm ;
h — latura bazei, cm ;
S — secţiunea, cm².

Rezultatele celor 26 de încercări efectuate perpendicular şi paralel cu stratificaţia sînt redate în tabela 5.

Tabela 5

Denumirea probei	Direcţia solicitării	Numărul de încercări	Rezistenţa de rupere la încovoiere, σ_{i_m}, kg/cm²
Proba nr. 1 A	//	2	8,82
	⊥	3	8,45
Proba nr. 1 B	//	2	4,35
	⊥	2	4,40
Proba nr. 2	//	3	14,60
	⊥	4	14,45
Proba nr. 4	//	2	3,12
	⊥	2	3,65
Proba nr. 3 — lignit	//	—	19,3
	⊥	—	15,9

4. *Rezistenţa la forfecare*

Rezistenţa la forfecare are o însemnătate deosebită deoarece este singura încercare mecanică permiţînd stabilirea directă a coeziunii şi a unghiului de frecare interioară a rocilor. Încercările la forfecare s-au desfăşurat pe 41 prisme cu dimensiunile 50 × 50 × 100 mm, perpendicular şi paralel cu stratificaţia, la înclinări de 30 şi 40°, cu ajutorul unor dispozitive speciale de forfecare.

Expresiile efortului unitar normal σ şi a efortului unitar tangenţial τ, în funcţie de sar-

cina P (kg), secţiunea epruvetei S (cm²), unghiul de înclinare a dispozitivului de forfecare α (grade) şi coeficientul de frecare f sînt :

$$\sigma = \frac{P}{S} (\cos \alpha + f \sin \alpha), \text{ kg/cm}^2, \qquad (8)$$

$$\tau = \frac{P}{S} (\sin \alpha - f \cos \alpha), \text{ kg/cm}^2. \qquad (9)$$

Valorile medii ale eforturilor unitare, calculate conform relaţiilor de mai sus, sînt prezentate în tabela 6.

Tabela 6

Denumirea probei	Direcţia de solicitare	σ kg/cm² unghiul de înclinare α		τ, kg/cm² unghiul de înclinare α	
		30°	40°	30°	40°
Proba nr. 1 A	//	21,3	11,7	11,05	9,7
	⊥	21,1	13,8	11,22	11,5
Proba nr. 1 B	//	12,85	8,47	7,33	7,03
	⊥	19,10	8,93	10,90	7,52
Proba nr. 2	//	20,6	11,4	11,6	9,45
	⊥	26,2	18,0	14,8	15,0
Proba nr. 4	//	13,1	8,08	7,45	6,72
	⊥	13,5	9,27	7,68	7,68

Pe baza acestor rezultate s-a stabilit, în mod grafic, valoarea medie a coeziunii şi a unghiului de frecare interioară a rocilor studiate (tabela 7).

Tabela 7

Denumirea probei	Coeziunea c, kg/cm²	Unghiul de frecare interioară φ, grade
Proba nr. 1 A	5,6	40°20′
Proba nr. 1 B	3,4	38°40′
Proba nr. 2	7,3	37°40′
Proba nr. 4	2,2	45°

5. *Modulul de elasticitate la compresiune*

Modulul de elasticitate la compresiune a fost determinat prin măsurarea deformaţiilor epruvetelor respective la intervale apropiate de creştere a sarcinii, precum şi cu ajutorul curbei caracteristice a solicitării.

În primul caz valoarea modulului de elasticitate se calculează cu relaţia :

$$E = \frac{d\sigma}{d\varepsilon} = \frac{\sigma_2 - \sigma_1}{\varepsilon_2 - \varepsilon_1}, \text{ kg/cm}^2, \qquad (10)$$

în care semnificaţiile notaţiilor sînt binecunoscute.

În al doilea caz, modulul de elasticitate se deduce grafic, trasînd tangentele geometrice la curbele caracteristice (fig. 11 şi 12), în zona situată sub limita de proporţionalitate,

$$E = \frac{m}{n} \cdot \text{tg } \alpha, \text{ kg/cm}^2, \qquad (11)$$

unde :

α — unghiul format de tangenta geometrică la curba caracteristică cu axa absciselor, grade ;

$\frac{m}{n}$ — raportul scărilor de reprezentare.

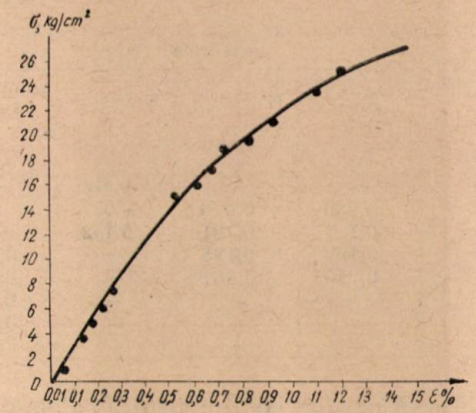


Fig. 11. Curba caracteristică la compresiune, proba nr. 2 — coperiş.

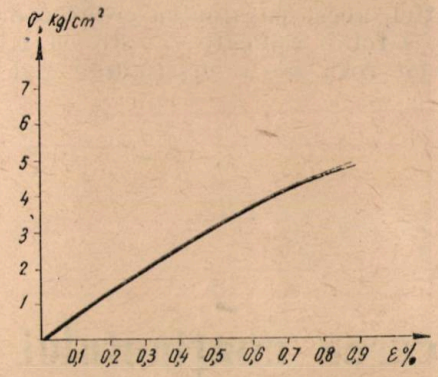


Fig. 12. Curba caracteristică la compresiune, proba nr. 4 — culcuş.

În tabela 8 se dau valorile modulului de elasticitate la compresiunea Ec, obţinute pe cuburi cu latura de 70 mm şi 90 mm.

Tabela 8

Denumirea probei	Valorile modulului de elasticitate, Ec, kg/cm²
Proba nr. 1 A şi 1 B	6 700 ↔ 8 700
Proba nr. 2	10 800 ↔ 27 400
Proba nr. 4	600 ↔ 2 500
Proba nr. 3 — lignit	7 600 ↔ 12 800

Din tabelă se constată că valoarea modulului de elasticitate nu este constantă, chiar pentru una şi aceeaşi rocă, ci variază în funcţie de mă-

rimea efortului la care este supusă epruveta, de viteza de încărcare a epruvetei, de forma acesteia etc.

6. *Coeficientul lui Poisson*

Valorile coeficientului lui Poisson (tabela 9) s-au calculat cu ajutorul datelor obținute prin măsurarea deformațiilor longitudinale și transversale ale epruvetelor supuse la eforturi de compresiune.

Tabela 9

Efortul de compresiune, kg/cm²	Coeficientul lui Poisson			
	proba nr. 1 A și 1 B	proba nr. 2	proba nr. 4	proba nr. 3 – lignit
1,24	—	—	—	—
3,70	—	—	0,016	—
6,15	0,080	0,076	0,097	—
12,35	0,147	0,101	0,152	—
18,50	0,192	0,125	—	0,165
25,0	0,215	0,167	—	0,174
31,0	—	—	—	0,180
37,0	—	—	—	0,186
43,3	—	—	—	0,190

Se observă că nici coeficientul lui Poisson nu are valori constante pentru o anumită rocă, variind în funcție de o serie de factori, și în special cu mărimea și caracterul sarcinilor aplicate. Astfel, acest parametru crește o dată cu creșterea sarcinii aplicate și este cu atît mai mic, cu cît roca are o elasticitate mai mare.

Concluzii

În urma analizelor, determinărilor și încercărilor efectuate se ajunge la concluzia generală că rocile înconjurătoare ale stratului II de la mina Cuzap I sînt roci de tărie redusă, cu valori ale coeficientului *f*, după scara profesorului Protodiakonov, nedepășind 1,5 —2.

Această constatare, împreună cu valorile cunoscute ale anumitor parametri, permite a se trece la alegerea anticipată și în mare a metodei de dirijare a presiunii miniere, potrivit indicațiilor și precizărilor din literatura de specialitate. Astfel, în cazurile în care coperișul este format dintr-un pachet de strate cu o grosime de cel puțin 6 —8 ori grosimea stratului exploatat, rocile surpîndu-se cu ușurință și avînd o rezistență la compresiune mai mică de 300 kg/cm², metoda optimă de dirijare a coperișului este cea prin prăbușire totală.

Întrucît datele de care se dispune concordă pe deplin cu cele arătate mai sus, metoda poate fi considerată ca aplicabilă în cazul stratului II de la mina Cuzap I, detaliile urmînd a fi lămurite o dată cu dezvoltarea lucrărilor de pregătire și exploatare.

Cu toate că nu au fost precizați toți parametrii care influențează asupra alegerii metodei de dirijare a presiunii rocilor, caracteristicile și concluziile cu care se soldează studiul de față pot servi ca puncte de plecare în întocmirea planurilor și proiectelor minei respective.

Reducerea conținutului de fier din concentratele zincoase

ing. *ALA HRAPUNOVA*,
ing. *E. POPA* și
tehn. *I. PANDELESCU*

Potrivit condițiilor de calitate, conținuturile de impurități în concentratele de zinc provenite de la o uzină de preparare trebuie să se încadreze în următoarele limite: maximum 7,7 —10% fier, 1,5 —2,2 % plumb și 10% umiditate.

Influența cea mai defavorabilă în procesul metalurgic o are fierul. Prezența fierului în concentratele zincoase este una din cauzele principale ale distrugerii rapide a retortelor de la distilarea zincului. În același timp, conținutul mare de fier reduce calitatea concentratului, mai ales sub aspectul conținutului în zinc, ceea ce face să scadă productivitatea uzinei metalurgice.

Din punct de vedere metalurgic, este de dorit ca procentul de fier din concentratele zincoase să nu depășească 7 —8%.

Conținuturile medii lunare de fier în concentratele de zinc livrate în anul 1962 de către una din instalațiile de flotație sînt arătate în tabela 1.

Potrivit acestor date, concentratul zincos produs în anul 1962 a avut, în general, conținuturi mai mari de 8% fier, ajungînd în unele luni la 11 —12% Fe, deci depășind limitele prevăzute de standardul actualmente în vigoare.

Studiul mineralogic efectuat pe o probă medie de concentrat zincos în laboratorul de mineralogie ICEMIN a arătat că blenda din zăcămîntul respectiv prezintă un conținut scăzut

Tabela 1

Conținut, %	Luna												
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	Media anuală
Zn	49,45	47,63	46,86	48,73	51,2	51,2	48,8	51,62	50,79	48,79	47,62	47,79	49,16
Fe	11,50	12,35	12,73	11,48	9,15	7,74	8,64	8,96	9,12	10,93	10,67	11,52	10,51

în Fe (4—5%). Cea mai mare parte din fier este adusă în concentrat de pirită, care se găsește dezasociată de blendă sub formă de grăunți liberi.

Repartiția fierului în principalele minerale purtătoare de fier în concentratul zincos este arătată în tabela 2.

Tabela 2

	Fe total, %	Repartiția fierului în mineralele din concentrat, %		
		blendă	pirită	calcopirită
Concentratul zincos	10—12	40—41	54—57	3—5

Din cele arătate rezultă că este posibilă o reducere substanțială a conținutului de fier dacă se realizează eliminarea cît mai completă a piritei din concentratele zincoase.

pentru diferite perioade de funcționare, consumul de var variind între 320 g/t și 800 g/t ($pH = 7—8$);

— pirita nu este depresată la timp, datorită faptului că varul nu se alimentează la începutul procesului, ci în timpul operațiilor de reflotare.

Pentru îmbunătățirea calității concentratelor zincoase, pot fi adoptate diverse metode ca: mărirea numărului de reflotări, utilizarea depresanților în operațiile de reflotare, remăcinarea produselor intermediare ca și metoda flotației inverse, care nu totdeauna dau rezultate bune, ducînd, de obicei, la o scădere a recuperării zincului în concentratul final.

Centrul de cercetări al Trustului minier Baia Mare a elaborat în laborator o schemă aplicînd flotația inversă pentru reducerea fierului din concentratele zincoase [1].

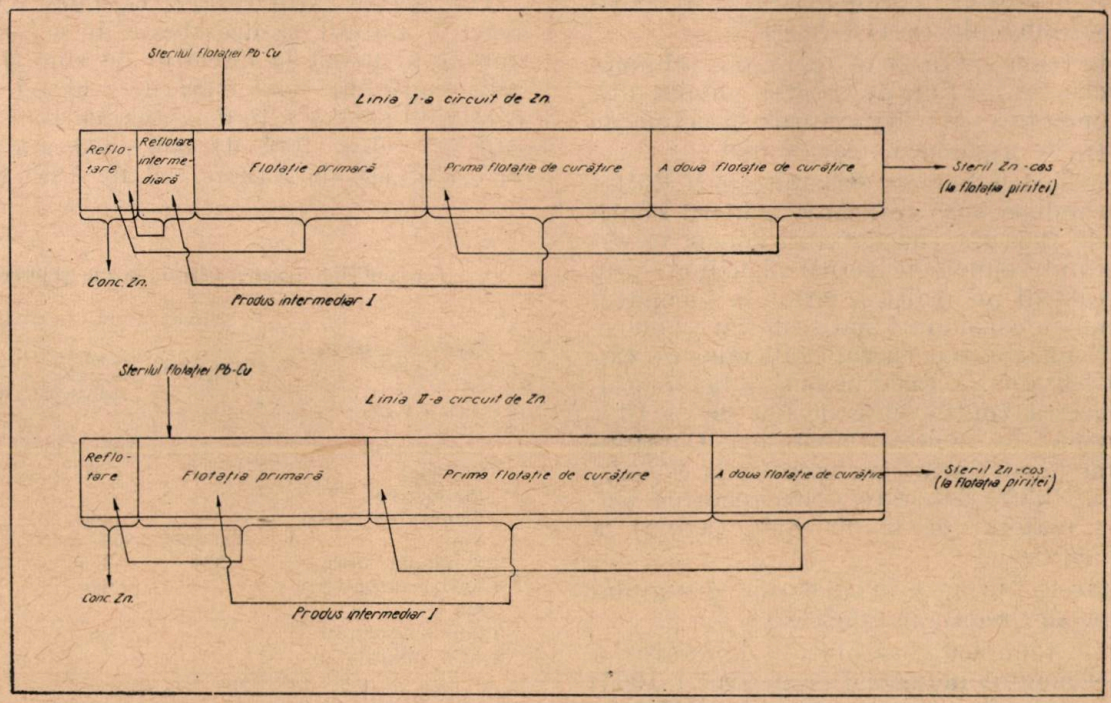


Fig. 1. Schema tehnologică a circuitului de zinc.

Analizînd practica de lucru a uzinei de preparare și regimul de reactivi existent (fig. 1 și tabela 5) s-a apreciat că conținutul mare de fier în concentratul de zinc se datorește, în primul rînd, următoarele cauze:

— pirita nu este depresată în măsură suficientă, din cauza consumului redus de var,

După această schemă, concentratul zincos obținut în uzină se agită cu sulfură de sodiu și după o spălare repetată de trei ori se amestecă cu sulfat de zinc și sodă calcinată, după care are loc flotația piritei [2].

Din încercările făcute a rezultat o reducere importantă a conținutului de fier (de la 11,7

Tabela 3

Rezultatele medii obținute la încercări de flotație în laborator (anul 1962)

Produse	Extracția în greutate, %	Conținuturi în metal, %					Extracții în metal, %			
		Cu	Pb	Zn	S	Fe	Cu	Pb	Zn	S
Concentrat plumbo-cupros	4,4	5,37	54,80	6,09	16,35	7,13	80,0	84,5	8,0	10,8
Concentrat zincos	5,4	0,53	2,12	53,80	25,20	4,36	9,8	4,0	85,9	20,4
Steril (piritos)	90,2	0,033	0,36	0,227	5,10	7,30	10,2	11,5	6,1	68,8
Alimentare	100	0,295	2,85	3,55	6,66	7,13	100	100	100	100

Tabela 4

Regimul de reactivi elaborat de către ICEMIN pentru flotația în faza laborator

Punctul de adăugare a reactivilor	Denumirea reactivilor aplicați și consumul, g/t de minereu							
	NaCN	$ZnSO_4$	var	phosocrezol	$CuSO_4$	xantat etilic	flotanol	acid sulfuric, 60%
Flotația de Pb-Cu	20	385	725	15	—	50	20	—
Flotația de Zn	40	—	2 500—2 000	—	375	60	16	—
Flotația de pirită	—	—	—	—	—	100—80	20	2 000—2 500

la 6%) și o creștere corespunzătoare a conținutului de zinc (de la 44,7 la 54%).

Trebuie remarcat însă că realizarea tehnologică a schemei de flotație inversă solicită utilaje suplimentare ca : îngroșătoare și celule de flotație și, de asemenea, reactivi noi.

Încercările de laborator executate de ICEMIN au fost conduse spre realizarea scăderii conținutului de fier din concentratul zincos în cadrul fluxului tehnologic actual al uzinei, prin depresarea mai puternică a piritei la începutul procesului, cu consumuri mărite de var (2 000 — 2 500 g/t) în amestec cu cantități mici de cianură (20 —40 g/t). Această metodă a făcut posibilă reducerea conținutului de fier de la 10 — 12% (uzină) la 4,36% (laborator). Conținutul de zinc în concentrat a crescut de la 47,51% (uzină) la 53,8% (laborator). Recuperarea zincului s-a majorat de la 80 —83% (uzină) la 85,9% (laborator).

Rezultatele obținute în laborator și regimul de reactivi sînt redate în tabelele 3 și 4.

Regimul tehnologic stabilit în laborator a fost experimentat industrial (semestrul I 1963) la o uzină de flotație de către ICEMIN în colaborare cu personalul tehnic al uzinei.

Încercările industriale au fost efectuate pe ambele linii de flotație a zincului în timp de circa 30 de zile, în campanii de 8 —10 zile, în lunile martie (temperatura apei 3°C) aprilie și mai (temperatura apei 10 —11°C). Ele au dus la stabilirea regimului de reactivi care este prezentat în tabela 5.

Din aceste date rezultă că noul regim de reactivi stabilit se deosebește de cel anterior, aplicat în uzină la circuitul de zinc și pirită, prin consumuri mai mari de reactivi. Astfel, consumul de var este de aproximativ 2 000 g/t ($pH = 9 - 10$), față de 320 —800 g/t ($pH = 7 - 8$), iar de xantat etil de 100 g/t față de 60 g/t. De asemenea, s-a introdus cianura de sodiu în cantitate de 20 g/t. Pentru activarea piritei este necesar un consum suplimentar de sulfat de cupru egal cu 140 g/t sau un consum de acid sulfuric de 770 g/t (60% H_2SO_4). Consumul mai mare de xantat este reclamat de *p*H-ul puternic alcalin al tulburelii la flotația zincului. Acest lucru este menționat și în cercetările întreprinse de Plaksin și Okolovici care

Tabela 5

Consumuri de reactivi (circuit de zinc și pirită)

Denumirea reactivilor utilizați	Consumul de reactivi, g/t de minereu		
	uzină (anul 1962)	stabilit în laborator (anul 1962)	stabilit industrial (uzină 1963)
Xantat etilic	60	160—140	100
Flotanol	25	36	15
Phosocrezol	—	—	—
Cianura de sodiu	—	40	20
Var	320—800	2 000—2 500	2 000
1. Sulfat de cupru	324	375	324
1. Acid sulfuric (60%)	—	2 000	
sau			770
2. Sulfat de cupru	—	—	464
2. Acid sulfuric	—	—	—

arată că dacă flotaţia zincului decurge în mediu puternic alcalin, are loc o desorbţie parţială a colectorului, care se constată prin concentraţia reziduală ridicată a xantatului în tulbureală [3].

Din tabela 5 rezultă că consumul de reactivi stabilit în fază industrială este mai mic decît consumul stabilit în laborator. Consumul de reactivi mai ridicat în încercările de laborator se datoreşte faptului că apele de recirculare nu au fost folosite în întregime, ca şi faptului că flotaţia s-a făcut la diluţie mai mare (în laborator S/L = 1 :3 faţă de S/L = 1 :1,8 în industrial).

Deoarece la uzina de flotaţie nu există o instalaţie de încălzire a tulburelii, consumul de reactivi pentru flotaţia zincului variază după anotimp.

Astfel iarna, cînd temperatura apei scade la 1,5 — 3°C, flotabilitatea zincului se micşorează şi pentru obţinerea de randamente satisfăcătoare la flotaţia zincului se impune un consum mai mare de reactivi faţă de sezonul cald, după cum urmează :

— xantat etil, 70 g/t iarna faţă de 40 g/t vara ;

— sulfat de cupru, 375 g/t iarna faţă de 275 g/t vara.

În experimentările industriale, în dozarea reactivilor a fost respectată o anumită ordine.

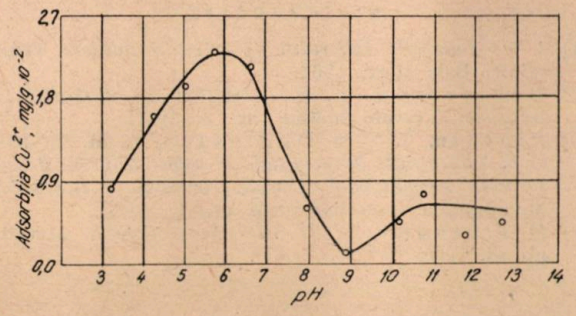


Fig. 2. Influenţa mărimii *p*H-ului asupra adsorbţiei ionilor radioactivi de Cu pe ZnS (după Bazanova şi Mitrofanov).

Din lucrările lui Bazanova şi Mitrofanov [4] este cunoscut faptul că blenda poate fi activată cu săruri de cupru în funcţie de natura minereului, fie la *p*H = 6, fie la *p*H = 11 (fig. 2).

Încercările care s-au efectuat în laborator au arătat că blenda din zăcămîntul respectiv este activată mai bine la un *p*H = 6, (tabela 6).

Tabela 6

Influenţa *p*H-ului asupra adsorbţiei ionilor de cupru pe blendă

*p*H	Produse	Extracţia în greutate, %	Conţinut în zinc, %	Extracţia în zinc, %
6	produs zincos	9,8	27,2	79,2
11	produs zincos	11,1	22,2	74,5

Aceasta a impus ca adaosul de sulfat de cupru să se facă înainte de adaosul de var. În uzină acest lucru s-a realizat prin introducerea sulfatului de cupru la intrarea în agitator, iar a varului, la ieşirea din agitator.

În tabela 7 sînt arătate conţinuturile zilnice de zinc şi de fier în concentratul zincos obţinut la uzină în diferite prioade de experimentare.

Tabela 7

Conţinuturile zilnice în Zn şi Fe ale concentratelor de Zn obţinute în diferite perioade ale încercărilor industriale

Durata etapei, zile	Luna							
	martie		aprilie		mai *		mai **	
	Zn	Fe	Zn	Fe	Zn	Fe	Zn	Fe
1	50,2	7,72	49,6	6,00	51,0	7,10	50,0	7,80
2	52,4	6,00	48,0	7,05	49,4	5,86	51,0	6,94
3	52,0	6,05	50,6	5,25	49,6	5,45	51,0	5,70
4	55,0	6,40	52,8	5,70	50,0	6,75	54,0	4,11
5	56,0	6,10	51,1	5,60	52,1	5,30	50,0	8,10
6	53,1	6,30	51,6	4,76	53,5	5,80	49,5	7,90
7	52,3	—	53,7	4,45	49,4	6,72	50,6	6,80
8	—	—	52,16	4,50	50,5	5,64	52,5	5,77
9	—	—	53,5	4,65	52,5	6,00	—	—
Media	53,0	6,43	51,88	5,34	51,03	6,07	51,3	6,64

* depresarea piritei efectuată cu var şi cianură
** depresarea piritei efectuată numai cu var

Se constată că la uzină s-au obţinut în mod sistematic concentrate zincoase în care conţinutul de fier s-a menţinut la valori sub 7%, iar conţinutul de zinc în jurul valorii de 51%.

În tabela 8 sînt prezentaţi indicii tehnologici medii comparativi pentru flotaţia zincului în regimul optim de reactivi stabilit în experimentările industriale, în laborator şi în regimul de reactivi existent la uzină.

Din datele prezentate reiese că în perioada de încercări industriale, conţinutul de fier în concentratul zincos a scăzut cu circa 4% (6,07 —6,64% faţă de 10,5%), asigurînd în acelaşi timp o creştere a conţinutului de zinc la 51% faţă de 49%, la acelaşi randament de extracţie (81,5%).

Valoarea mai ridicată a conţinutului de fier din concentratul zincos (6,64% fier) corespunde la un regim de reactivi din care s-a eliminat cianura la depresarea piritei utilizîndu-se numai un consum sporit de var, iar valoarea mai scăzută (6,07% fier) corespunde regimului de lucru în care s-a introdus şi cianură (20 g/t).

Din rezultatele prezentate în tabelele 7 şi 8 se vede că problema principală — scăderea conţinutului de fier în concentratul zincos — se poate realiza prin depresarea piritei cu var (la un *p*H = 9 —10) chiar în lipsa cianurii de sodiu.

Este de menţionat însă că eliminarea cianurii de sodiu pretinde o supraveghere mai atentă a regimului de reactivi.

Tabela 8

Indici tehnologici obţinuţi la flotaţia zincului

Indici / Denumirea produselor	Uzină (anul 1962)	Condiţiile de laborator (anul 1962)	Condiţiile industriale uzină (anul 1963)
1. Extracţia în greutate, %			
Alimentare	100	100	100
Concentrat plumbo-cupros	—	4,5	3,57
Concentrat zincos	6,5* 5,14**	5,4	4,45
Concentrat de pirită		10,4 (brut)	4,30
Steril final		79,7	87,68
2. Conţinuturi în zinc, %			
Alimentare (calculat)	3,09	3,55	2,79
Concentrat plumbo-cupros	5,74	5,10	5,80
Concentrat zincos	49,16	53,80	51,16
Concentrat de pirită	1,46	0,85	1,66
Steril final	0,28	0,11	0,284
3. Extracţii în Zn, %			
Alimentare	100	100	100
Concentrat plumbo-cupros	—	8,0	7,4
Concentrat zincos	83,87* 81,72**	85,9*	81,5**
Concentrat de pirită		6,1	2,1
Steril final			9,0
Observaţii: conţinut de fier în concentratul zincos	10,51	4,36	6,07—6,64

* extracţie tehnologică
** extracţie economică

Concluzii

Încercările industriale efectuate la uzina de flotaţie în scopul reducerii conţinutului de fier din concentratul zincos prin metoda depresării piritei cu un consum mărit de var, în amestec cu cantităţi mici de cianură, au dat rezultate pozitive, asigurînd obţinerea unui concentrat zincos de calitate superioară cu un conţinut de fier apropiat de cel teoretic (4—5% fier ca substituent chimic în reţeaua blendei).

Conţinutul de fier în concentratul de zinc s-a redus faţă de cel realizat în anul 1962 de la 10,5 la 6,07—6,64% fiind în acest fel mai mic decît limita inferioară stabilită prin normele STAS (7,7%).

Scăderea conţinutului de fier în concentratul de zinc s-a realizat prin eliminarea aproape completă a piritei din concentrat. Din conţinutul de 6,07—6,64% fier în concentratul zincos un procent de 4—5% este legat de blendă, iar restul de 1,8—2,1% — de pirită.

Conţinutul de zinc în concentratul zincos s-a mărit de la 49,16% (conţinutul mediu anual pe 1962) la 51—51,3%.

Recuperarea zincului în concentratul zincos este 81,5% păstrîndu-se foarte apropiată de cea realizată în anul 1962, de 81,7%.

Rezultatele favorabile obţinute la reducerea fierului din concentratele zincoase s-au realizat la consumuri de reactivi uşor mărite.

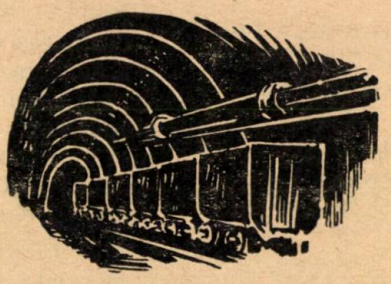
BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Lucrările sectorului de cercetări miniere.* Trustul minier Baia Mare, 1962.

[2] Debrivnaia, L. B. *Obezjeleznenie ţinkovth konţentratov.* Tvetnie metalli nr. 2, 1957.

[3] Plaskin, I. N. şi Okolovici, A. M. *Ob ostatocinoi konţentraţii ksantogenata v usloviah promţlennogo proţessa obogatitelnoi fabriki.* Izvestia A.N.S.S.S.R., Metallurghia i gornoe delo nr. 1, 1963.

[4] Mitrofanov, S. I. *Selektivnaia flotaţia,* Metallurgizdat, 1958.



Problemele utilizării aparatelor de protecție în rețeaua electrică minieră cu neutrul legat la pământ printr-o inductanță

G. V. MINDELI
candidat în științe tehnice
și ing. *S. SULEA*

În majoritatea țărilor, precum și în țara noastră, în rețelele eletrice miniere se folosește sistemul distribuției cu neutrul izolat.

După părerea noastră, din punctul de vedere al securității electrice, sistemul cu neutrul izolat prezintă o serie de avantaje în comparație cu sistemul neutrului legat direct la pământ.

Drept exemplu, în rețelele cu neutrul izolat avînd capacitate mică și rezistență mare de izolație în raport cu pămîntul, în cazul contactului accidental al omului cu conductoarele aflate sub tensiune, curentul care trece prin om este considerabil mai mic decît în cazul sistemului cu neutrul legat la pământ.

Analog și pentru cazul străpungerii izolației, tensiunea pe carcasa utilajului electric este apreciabil mai mică dacă sistemul este cu neutrul izolat.

Pentru cazul rețelelor ramificate avînd capacitate mare, situația se schimbă în mare măsură. Prin existența în rețea a capacității, de pildă, 0,3—0,5 μF sau mai mult, ridicarea nivelului rezistenței de izolație nu numai că nu atenuează mărimea curentului care trece prin corpul omenesc aflat accidental sub tensiune, dimpotrivă valoarea acestui curent crește [1].

Trebuie remarcat cazul cînd capacitatea rețelei depășește o valoare critică (de exemplu 0,147 μF pentru tensiunea rețelei 380 V, 0,115 μF pentru tensiunea rețelei 500 V și 0,084 μ F pentru tensiunea rețelei 660 V); oricare ar fi valoarea rezistenței de izolație, ea nu poate asigura trecerea prin corpul omenesc, aflat accidental sub tensiune, a unui curent mai mic decît cel considerat în calcule ca nepericulos [2].

În acest fel, capacitatea rețelelor ramificate înrăutățește considerabil condițiile de electrosecuritate.

Chiar pentru timpul scurt (timpul de lucru al releului de protecție, al aparatului de comutare și timpul de atenuare al f.e.m. de autoinducție al motoarelor electrice), valoarea maxim posibilă a curentului de scurtă durată care trece prin corpul omenesc, aflat întîmplător sub tensiune, rezultă mai mare decît curentul nepericulos admis un timp oarecare. De aici rezultă încă o dată necesitatea compensării curenților capacitivi. Întrucît mărimea capacității pentru diverse rețele este diferită și în procesul exploatării variază în limite largi, pentru asigurarea condițiilor de rezonanță, valoarea inductanței aparatului compensator trebuie să varieze corespunzător, adică compensarea să fie făcută automat.

Utilizarea bobinelor de compensare este puțin eficace, în unele cazuri influențînd în bine (regimul necompensației) iar în altele, dimpotrivă, ducînd la scăderea gradului de securitate (regimul supracompensației). Compensarea trebuie socotită efectivă numai în cazul cînd permite micșorarea considerabilă a curentului de scurtă durată care trece prin corpul omenesc, în întregul interval de variație al capacității rețelei de la $C_{min.}$ la $C_{max.}$

În acest caz însăși compensarea curenților capacitivi devine un mijloc efectiv de ridicare a electrosecurității, chiar dacă aparatajul de protecție s-a defectat.

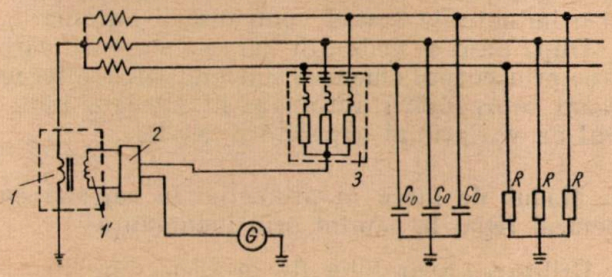


Fig. 1.

În figura 1 este prezentată una din schemele principale de compensare automată a curenților capacitivi elaborată de Institutul de lucrări miniere A. A. Skocinski.

Neutrul transformatorului de putere este legat la pământ prin bobina de reactanță (reactorul) *1*. Inductanța acestei bobine este variabilă și depinde de curentul de magnetizare din bobina *1'*. Circuitul rețea-pământ se închide prin elementul de corecție *2*, bobina de mgnetizare *1'* filtrul de rezonanță *3* și generatorul de înaltă frecvență *G*, avînd frecvența de lucru de

4 500 Hz şi tensiunea stabilizată, atît ca frecvenţă, cît şi ca amplitudine.

La frecvenţe ridicate capacitatea C_0 reprezintă o reactanţă mică în comparaţie cu rezistenţa de izolaţie, deci valoarea curentului de înaltă frecvenţă (prin urmare şi curentul de magnetizare) va depinde de mărimea capacităţii reţelei adică, la variaţia capacităţii vom avea o variaţie a curentului de magnetizare, prin urmare şi a inductanţei bobinei *1*.

Cu ajutorul elementului de corecţie, curba de variaţie a inductanţei se menţine aproape de curba ideală, respectîndu-se totdeauna condiţiile de rezonanţă.

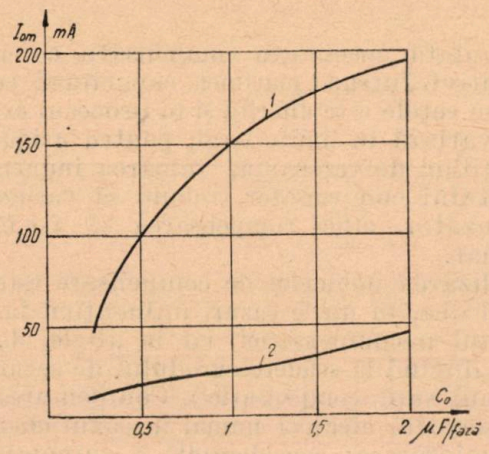


Fig. 2.

În figura 2 sînt redate curbele experimentale ale curentului care trece prin corpul omenesc (R_{om} = 1 000 Ω) în funcţie de capacitatea reţelei. Curba 1 reprezintă curentul prin corpul omenesc în reţeaua cu neutrul izolat, iar curba 2 — în reţeaua cu neutrul pus la pămînt printr-o inductanţă (cazul compensării automate).

După cum se vede din figura 2 curenţii care trec prin corpul omenesc sînt mult mai mici în cazul compensării automate în întregul interval de variaţie al capacităţii reţelei.

I. Modul de lucru al protecţiei în reţeaua cu neutrul legat la pămînt prin inductanţă

Utilizarea aparatelor de protecţie împotriva scurgerilor de curent în reţelele cu neutrul legat la pămînt printr-o inductanţă nu este posibilă întrucît modul de funcţionare al majorităţii aparatelor de protecţie se bazează pe principiul suprapunerii curentului continuu peste curentul alternativ, (pentru curentul continuu bobina de reactanţă prezintă o rezistenţă foarte mică) de aceea curentul continuu operativ se închide prin el, iar releul de protecţie încetează să-şi îndeplinească funcţia sa.

În vederea asigurării unei funcţionări normale a protecţiei, în cazul utilizării echipamentelor de compensare, trebuie neapărat închisă calea curentului continuu prin circuitul bobinei de reactanţă. Aceasta se face conectînd un condensator în serie cu bobina de reactanţă compensatoare.

În literatură [3] un asemenea mijloc a fost propus; lipseşte însă determinarea valorii optime a capacităţii condensatorului, iar celelalte probleme, legate de rezolvarea funcţionării aparaturii, nu a fost încă elucidate.

Menţionăm că alegerea valorii capacităţii condensatorului condiţionează eficacitatea compensării curenţilor capacitivi ai reţelei.

În figura 3 sînt redate curbele experimentale a dependenţei curentului prin corpul omenesc în funcţie de capacitatea condensatorului C_x atunci cînd reţeaua lucrează la rezonanţă. Curba 1 se referă la reţelele cu capacitatea de 0,1 μF/fază, curba 2 se referă la reţelele cu capacitatea de 0,5 μF/fază, curba 3 se referă la reţelele cu capacitatea de 1 μF/fază, iar curba 4 — la reţelele avînd capacitatea de 2 μF/fază.

Analiza acestor curbe arată că montării unei capacităţi de mică valoare, de pildă de 0,1 μF, în serie cu bobina de reactanţă, îi corespunde o bruscă mărire a curentului prin corpul omenesc. Mărirea capacităţii condensatorului C_x (fig. 5a), în primele momente duce la o creştere a curentului I_{om} pînă la un maxim, apoi descreşte şi tinde spre minim, adică spre situaţia cînd inductanţa bobinei este acordată la rezonanţă cu capacitatea reţelei.

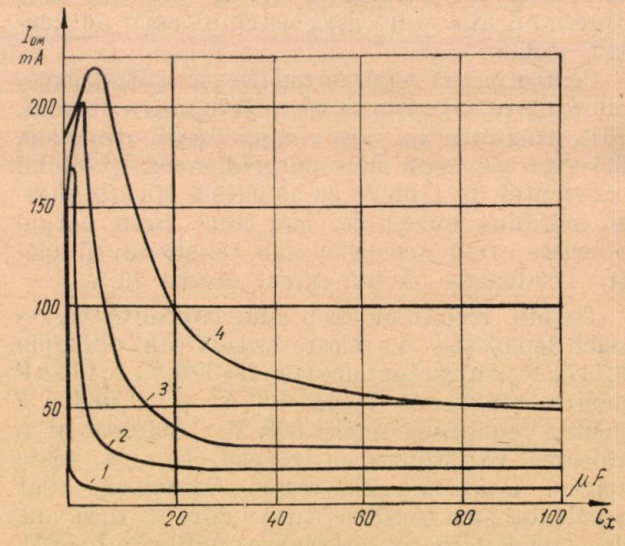


Fig. 3.

Trebuie observat că valoarea capacităţii C_x este alta pentru fiecare maxim al curentului I_{om} atunci cînd variază capacitatea reţelei. Creşterea curentului I_{om} în prima perioadă, impusă de creşterea capacităţii condensatorului C_x, se poate explica în felul următor: conectarea în serie cu bobina de reactanţă a condensatorului cu capacitate mică, de exemplu de 0,1 μ F, duce la dezacordarea bruscă a circuitului oscilant L_k, C_0, distrugîndu-se condiţia de rezonanţă.

Reactanţa capacitivă a condensatorului în acest caz este considerabil mai mare decît reactanţa inductivă a bobinei şi întreaga pierdere de tensiune are loc pe condensator (compensarea în mod practic lipseşte), iar curentul prin C_x, împreună cu curentul capacitiv al reţelei, se închide prin corpul omenesc.

Mărirea în continuare a capacităţii, adică micşorarea reactanţei capacitive, duce la o nouă repartizare a pierderilor de tensiune pe capacitate şi inductanţă, curentul continuînd să crească pînă la un maxim.

În momentul în care tensiunea la bornele condensatorului scade şi cea la bornele inductanţei creşte, începe să apară efectul compensării. În cazul valorilor mari ale capacităţii condensatorului C_x, pierderea de tensiune la bornele lui se poate neglija şi considerăm că întreaga pierdere de tensiune a componentei homopolare are loc pe reactanţa inductivă a bobinei, iar curentul inductiv atinge o valoare egală cu cea a curentului capacitiv, curentul I_{om} tinzînd spre minim. Valoarea optimă a capacităţii condensatorului legat în serie cu bobina, valoare care în mod practic nu schimbă mărimea curentului minim prin corpul omenesc, în cazul condiţiei de rezonanţă este diferită pentru diverse valori ale capacităţii reţelei.

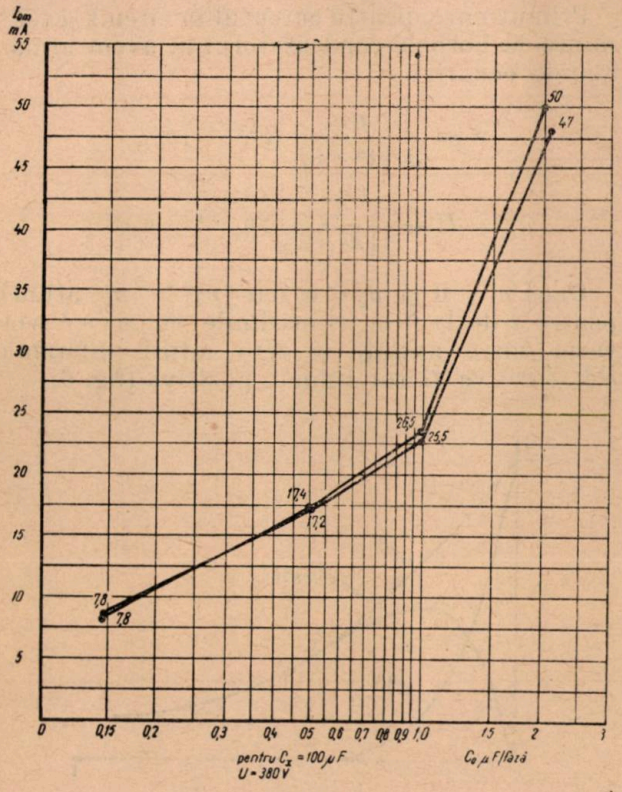


Fig. 4.

De exemplu : în cazul capacităţii reţelei de 0,1 μF/fază conectarea unui condensator C_x cu o capacitate de 10 μ F nu influenţează practic condiţia de rezonanţă ; pentru o capacitate a reţelei de 2 μ F/fază, valoarea capacităţii lui C_x trebuie să crească la 100 μ F pentru a nu fi distrusă condiţia de rezonanţă.

Dependenţa curentului prin corpul omenesc în funcţie de capacitatea reţelei (pentru cazul capacităţii condensatorului $C_x = 100$ μF) se poate vedea în curbele experimentale din figura 4.

Curba 1 din figura 4 reprezintă curenţii prin corpul omului în cazul rezonanţei (L_k, C_0) iar curba 2 — în cazul aceloraşi condiţii avînd conectat şi condensatorul C_x cu o capacitate de 100 μF.

Din figura 4 se vede că legarea în serie cu bobina de reactanţă a condensatorului cu capacitate de 100 μF nu influenţează în mod practic condiţiile de rezonanţă, pentru întreaga gamă a capacităţii de la 0 —2 μ F/fază şi închide în regim permanent drumul curentului contiuu generat de aparatul de protecţie.

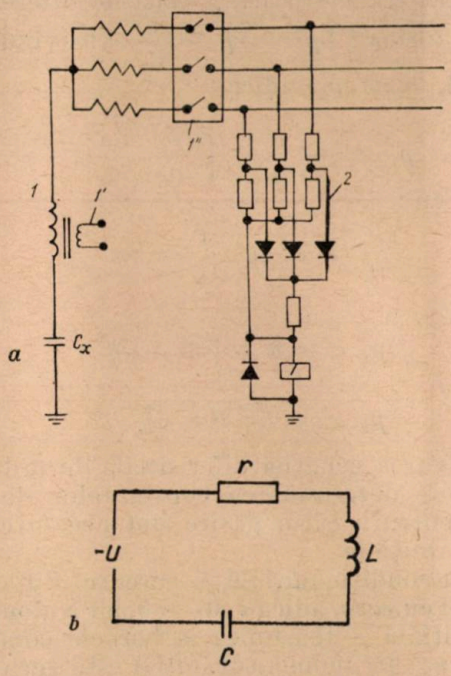


Fig. 5.

Să examinăm care este influenţa condensatorului C_x în regimul tranzitoriu, adică în momentul aplicării tensiunii, aparatul de protecţie fiind legat la bornele secundare ale transformatorului de putere. Schema de principiu a reţelei cu neutrul legat la pămînt printr-o reactanţă inductivă, avînd protecţie împotriva curenţilor de scurgere la pămînt (fig. 5a) în cazul regimului simetric ($r_1 = r_2 = r_3 = \infty$), poate fi înlocuită cu schema echivalentă redată în figura 5b.

În momentul cînd se închide întreruptorul automat de fider, capacitatea reţelei poate fi neglijată, întrucît la secundarul transformatorului de putere se leagă numai cablul magistral.

Considerînd reactanța inductivă a bobinei de reactanță liniară (bobina lucrează în porțiunea nesaturată) prin închiderea întreruptorului *1''* (fig. 5a), avem situația încărcării condensatorului *C* într-un circuit cu inductanță *L* și rezistență *r* la care se aplică tensiunea continuă *U* (se neglijează fenomenul tranzitoriu care apare la închiderea și deschiderea diodei aparatului de protecție 2).

Pentru acest caz se poate scrie :

$$L\frac{di}{dt} + r \cdot i + \frac{q}{C} = U.$$

Derivînd în raport cu timpul și avînd în vedere că $\frac{dU}{dt} = 0$ avem :

$$L\frac{d^2i}{dt^2} + r\frac{di}{dt} + \frac{i}{C} = 0$$

Ecuația caracteristică a ecuației diferențiale va fi de forma : $Lp^2 + rp + \frac{1}{C} = 0$ avînd două rădăcini, p_1 și p_2, adică :

$$p_{1,2} = -\frac{r}{2L} \pm \sqrt{\frac{r^2}{4L^2} - \frac{1}{LC}}.$$

Notînd cu :

$$\frac{r}{2L} = \delta \quad \text{și} \quad \frac{1}{LC} = \omega_0^2$$

avem :

$$p_1 = -\delta + \sqrt{\delta^2 - \omega_0^2}$$

și

$$p_2 = -\delta \sqrt{\delta^2 - \omega_0^2}.$$

Rezolvarea ecuației diferențiale de ordinul 2 presupune determinarea constantelor de integrare pentru a căror găsire sînt necesare două condiții inițiale.

Prima condiție inițială — curentul *i* în circuit este egal cu zero, adică $i\,(0) = 0$, iar a doua condiție inițială — tensiunea la bornele condensatorului u_c în momentul inițial este zero adică $u_c\,(0) = 0$.

Conform ecuațiilor (1) și (2) pentru curentul tranzitoriu i'' și tensiunea tranzitorie $u_c'' = \frac{q''}{c}$ la bornele condensatorului putem scrie :

$$L\frac{d^2i}{dt^2} + r\frac{di}{dt} + \frac{i''}{C} = 0$$

și

$$u_c'' = -L\frac{di''}{dt} - ri''.$$

În momentul inițial pentru regimul permanent $i' = 0$ și tensiunea la bornele condensatorului egală cu U adică $u_c' = U$ vom avea :

$$i = i' + i'' = i'' \quad \text{și} \quad u_c = u_c' + u_c'' = U + u_c''.$$

Caracterul încărcării condensatorului depinde de parametrii circuitului *r*, *L* și *C* și în calculul final este determinat de natura rădăcinilor ecuației caracteristice.

Pentru cazul cînd :

$$\delta > \omega_0 \text{ adică } \frac{r^2}{4L^2} > \frac{1}{LC} \text{ sau } r > 2\sqrt{\frac{L}{C}}$$

ecuația caracteristică are rădăcini reale, neegale și pentru curentul *i* putem scrie :

$$i = A_1 \cdot e^{p_1 t} + A_2 \cdot e^{p_2 t}.$$

Avînd în vedere că $i\,(0) = 0$ găsim

$$A_1 + A_2 = 0 \text{ sau } A_2 = -A_1$$

deci :

$$i = i'' = A_1\,(e^{p_1 t} - e^{p_2 t})$$

$$u_c = u + u'' = u - L\frac{di''}{dt} - ri'' =$$

$$= u - LA_1\,(p_1 e^{p_2 t} - p_2 e^{p_1 t}).$$

Știind că $u_c\,(0) = 0$ găsim :

$$A_1 = \frac{U}{(p_1 - p_2)L} = \frac{U}{2L\sqrt{r^2 - \omega_0^2}}.$$

Prin urmare, pentru curentul în circuit și tensiunea la bornele condensatorului, avem următoarele ecuații :

$$i = \frac{U}{2L\sqrt{\delta^2 - \omega_0^2}}\,(e^{p_1 t} - e^{p_2 t}),$$

$$u_c = U - \frac{U}{2\sqrt{\delta^2 - \omega_0^2}}\,(p_1 e^{p_2 t} - p_2 e^{p_1 t}).$$

Dacă $p_1 < 0$ și $p_2 < 0$ dar $|p_2| > |p_1|$ atunci pentru *t* de la 0 la ∞ mărimile $e^{p_1 t}$ și $e^{p_2 t}$ vor varia între unitate și zero adică diferența $e^{p_1 t} - e^{p_2 t}$ va fi tot timpul pozitivă (fig. 6).

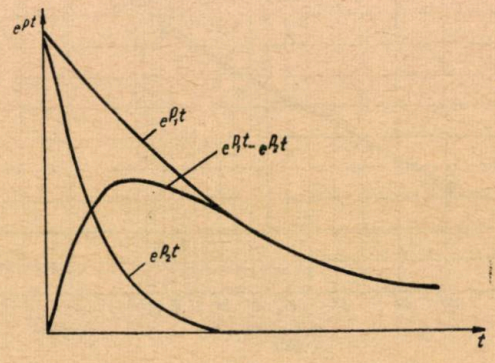


Fig. 6.

Procesul de încărcare al condensatorului are caracter aperiodic.

Valoarea absolută a curentului are un singur maxim pe care îl atinge la timpul t_m (în mo-

mentul în care tensiunea la bornele inductanței trece prin zero).

$$t = \frac{\ln \frac{p_2}{p_1}}{p_1 - p_2} = t_m.$$

Astfel curentul la început crește, atinge valoarea maximă, apoi descrește treptat tinzînd spre zero, iar tensiunea la bornele condensatorului crește monoton, tinzînd la limită spre tensiunea U (fig. 7).

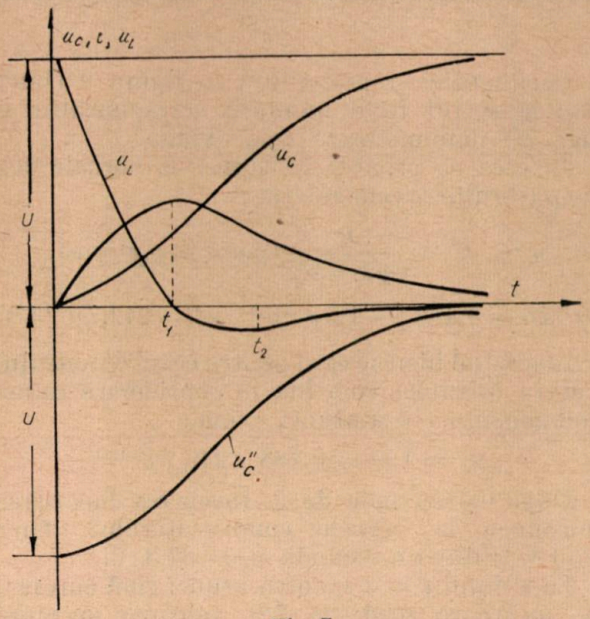


Fig. 7.

În cazul particular cînd $\delta = \omega$ adică $r = 2\sqrt{\frac{L}{C}}$ ecuația caracteristică are rădăcini reale și egale.

În mod analog, ca și pentru cazul precedent, curentul și tensiunea tranzitorii sînt date de relațiile :

$$i = \frac{U}{L} \cdot te^{-\delta t}; \quad u_c = U - U(1 + \delta t)\, e^{-\delta t}.$$

Condiția $\delta = \omega_0$ este cazul limită de încărcare aperiodică a condensatorului ; ca și în cazul anterior, curentul atinge maximul tot în momentul cînd tensiunea inductanței se anulează :

$$t = \frac{1}{\delta} = t_m,$$

iar apoi scade pînă la zero. Tensiunea condensatorului crește monoton și tinde spre U.

Dacă $\delta < \omega_0$ sau $r < 2\sqrt{\frac{L}{C}}$, atunci rădăcinile ecuației caracteristice vor fi complexe.

Introducînd notația $\omega_0^2 - \delta^2 = \omega'^2$ (ω' frecvența proprie) rădăcinile vor avea următoarea expresie :

$$p_1 = -\delta + \sqrt{\delta^2 - \omega_0^2} = -\delta + j\omega'$$

$$p_2 = -\delta - \sqrt{\delta^2 - \omega_0^2} = -\delta - j\omega'.$$

În acest caz, procesul de încărcare al condensatorului are un caracter oscilatoriu, iar curentul și tensiunea la bornele condensatorului se exprimă în felul următor :

$$i = \frac{U}{\omega' L} \sin \omega' t\, e^{-\delta t};$$

$$u_c = U - U\frac{\omega_0}{\omega_1} \cos(\omega' t) - \beta)\, e^{-\delta t}$$

unde :

$$\beta = \operatorname{arc\,tg} \frac{\delta}{\omega'} \quad \text{și} \quad 0 \leqslant \beta \leqslant \frac{\pi}{2}.$$

În cazul atenuărilor mici, adică $\delta \ll \omega_0$ și $\omega' \approx \omega_0$, cea mai mare valoare pe care o

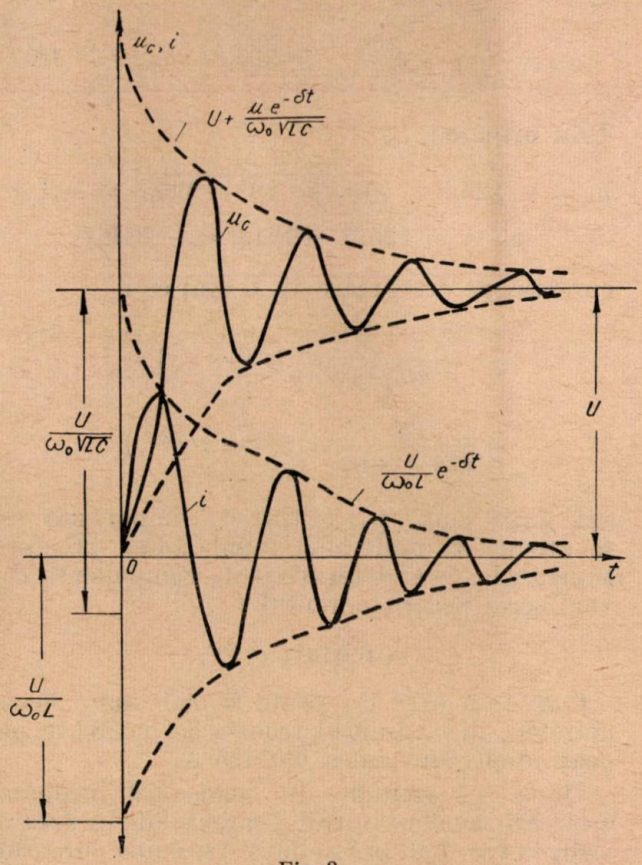


Fig. 8.

poate atinge curentul în circuit tinde spre $\frac{U}{\omega_0 L} = \frac{U}{\sqrt{\frac{L}{C}}}$ și tensiunea la bornele condensatorului poate atinge valoarea $2U$ (fig. 8).

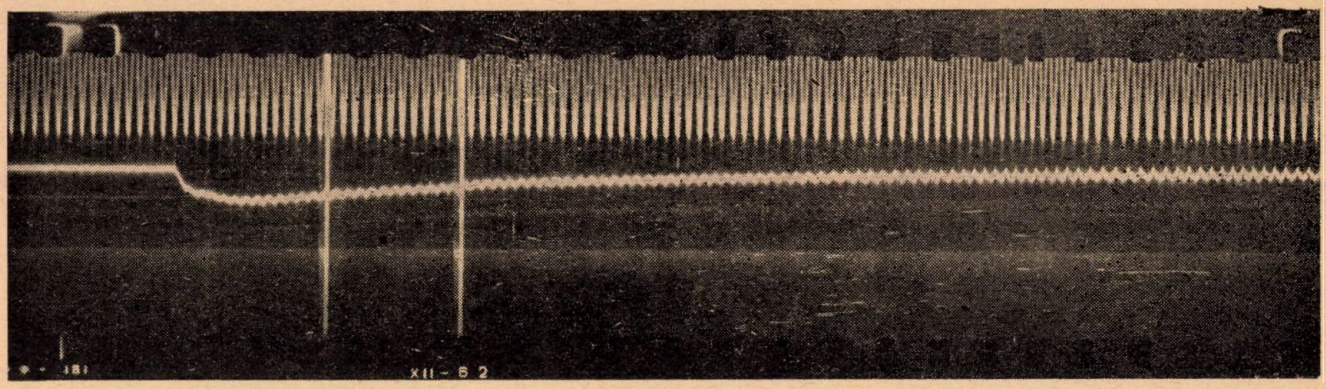


Fig. 9.

În cazul considerat, parametrii reţelei, prin urmare şi ai schemei echivalente (fig. 5b), au următoarele valori $U = 120$ V, $r = 8\,500\ \Omega$; $L = 33{,}8$ H; $C = 100\ \mu$ F.

Atunci :

$$\frac{r}{2L} = \delta = \frac{8\,500}{67{,}6} = 125{,}5 \quad \delta = 125{,}5$$

$$\delta^2 = 15{,}75 \times 10^3$$

$$\omega_0^2 = \frac{1}{LC} = \frac{10^6}{33{,}8 \times 100} = 295{,}8 \quad \omega_0 = 17{,}18.$$

Prin urmare :

$$p_1 = -125{,}5 + \sqrt{15{,}75 \cdot 10^3 - 295{,}8} = -1{,}3,$$

$$p_2 = -125{,}5 - 124{,}2 = -249{,}7$$

curentul de descărcare va fi egal cu :

$$i = \frac{U}{2L\sqrt{\delta^2 - \omega_0^2}}(e^{p_1 t} - e^{p_2 t}) =$$

$$= \frac{120}{67{,}6 \times 124{,}2}(e^{-1{,}3\,t} - e^{-249{,}7\,t})$$

aşa după cum $|p_2| \gg |p_1|$ şi componenta $e^{p_2 t}$ se atenuează mult mai rapid, adică procesul tranzitoriu este determinat de componenta $e^{p_1 t}$ vom scrie pentru curentul i :

$$i = 0{,}01425\ e^{-1{,}3\,t}.$$

Cum însă $e^{-p_1 t}$ nu poate fi mai mare decît unitatea, nici curentul trifazic de încărcare nu poate depăşi mărimea 0,01425 A.

După 0,5 secunde din momentul începerii încărcării condensatorului, curentul de încărcare scade la $i = 7{,}43$ mA şi după o secundă curentul este egal cu $i = 3{,}88$ mA.

Procesul de încărcare poate fi considerat practic terminat cînd măimea curentului scade pînă la 7% din cel maxim. Atunci $t = 2$ s, iar $i = 1{,}05$ mA.

Oscilograma reprezentată în figura 9 (bucla oscilografului fiind montată corespunzător cu fig. 5a) demonstrează cele expuse.

În ceea ce priveşte tensiunea la bornele condensatorului avem relaţia :

$$u_c = U - \frac{U}{2\sqrt{\delta^2 - \omega_0^2}}(p_1 e^{p_2 t} - p_2 e^{p_1 t}) =$$

$$= 120 - 0{,}483\,[-1{,}3\,e^{-249{,}7\,t} - (-249{,}7\,e^{-1{,}3\,t})].$$

Analizînd identic ca şi pentru cazul curentului, pentru tensiune vom lua în considerare numai componenta $e^{p_1 t}$ şi atunci avem :

$$u_c = 120 - 0{,}483 \cdot 249{,}7\ e^{-1{,}3\,t}$$

După 0,5 secunde de la începerea încărcării, tensiunea la bornele condensatorului atinge 57,3 V şi după o secundă $u_c = 87{,}3$ V.

La timpul $t = 2$ s, adică atunci cînd curentul de încărcare scade la 7% valoarea maximă, tensiunea la bornele condensatorului va fi egală cu $u_c = 111{,}1$ V.

După cum se vede din analiză şi din oscilografierea procesului de încărcare a condensatorului, valoarea maximă este atinsă relativ repede, atenuarea se face însă încet. Ultima constatare este foarte importantă în vederea asigurării lucrului normal a protecţiei cu inerţie mică, a cărui curent de lucru este mai mic decît 14,25 mA.

Pentru a înlătura acest neajuns se recomandă ca aparatul de protecţie să fie montat în amonte de întreruptorul automat.

În acest fel se asigură lucrul normal al aparatelor de protecţie în reţele cu neutrul legat la pămînt printr-o inductanţă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Mindeli, G. V. *Vlianie iomkost elektriceskih setei nizkogo napriajenia na elektrobezopasnosti.* Elektricestvo, nr. 2, 1960.

[2] Şişkin, N. F. şi Mindeli, G. V. *Elektrobezopasnost v şahtah i b vzrtvoopasnth pomeşceniah.* Ţodna, Tbilisi, 1960.

[3] Şişkin, N. F. şi Mindeli, G. V. *Btstrodeistvuiuşciaia zaşcita ot tokov uteciki i kompensaţia iomkostth tokov v nizkovoltnth setiah.* Ugol Ukraini, nr. 10, 1960.

Rezerve suplimentare obținute prin carotajul geofizic din sondele de explorare forate în bazinul carbonifer Valea Jiului*

T. RUSSU și
AL. VORONCA

Bazinul carbonifer Valea Jiului, datorită importanței lui în ce privește cantitatea și calitatea rezervelor de cărbune, a făcut obiectul lucrărilor de explorare începute în anul 1950, în scopul cunoașterii condițiilor geologic de zăcămînt, cantității și calității rezervelor de cărbune, pe baza cărora să se proiecteze deschiderea viitoarelor mine și extinderea celor existente.

Explorarea bazinului s-a făcut prin foraje mecanice constînd din extragerea probelor de teren, operație tehnică condiționată și de un procent minim de recuperare, variind între 75 și 80%.

tric-radioactiv) la forajele de explorare, carotaj care, prin rezultatele de precizie și finețe care le-a dat, este astăzi unanim apreciat ca indispensabil în lucrările de explorare prin sonde.

Măsurătorile geofizice, în afara aportului de ordin științific adus prin identificarea unui reper litologic [2] care a făcut posibilă corelarea stratigrafică a întregului bazin, schimbînd și sinonimia stratelor cu cărbuni în partea vestică a bazinului, iar curbele caracteristice ale stratelor 10—9—8—7—5 și 3 au contribuit la sinonimia lor [13], sau prin precizarea adusă asupra conținutului ridicat de CO_3Ca în rocile complexului productiv (existența calcarelor cu 95—

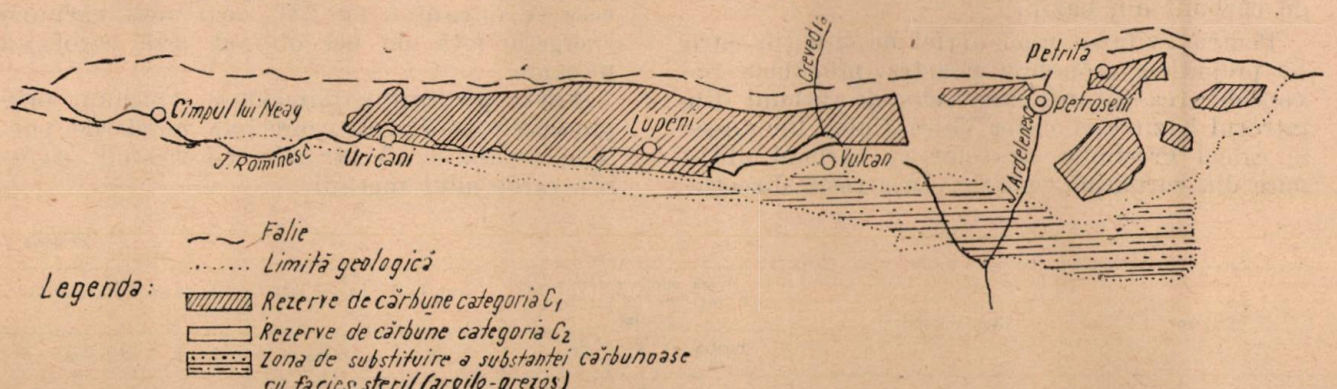


Fig. 1.

Calitatea lucrărilor de explorare, sub aspectul recuperării carotelor, condiție care determină grosimile stratelor cu cărbune — parametru de bază în calculul rezervelor, a fost, în general, nesatisfăcătoare, fapt care a dus la pierderi parțiale sau totale de strate cu cărbuni.

Pierderile parțiale sau totale ale stratelor cu cărbuni au dus adesea la recarotări mecanice costisitoare, de durată și la probe laterale cu ciupitorul, operații care nu au dat rezultatele așteptate.

În scopul completării lacunelor parțiale sau totale din stratele de cărbuni, s-a început în anul 1957 executarea carotajului geofizic (elec-

—98% CO_3Ca) [3], au mai adus și un aport economic de mare importanță, indicînd cu o aproximație de $\pm$0,10 m grosimile stratelor cu cărbuni din tot bazinul [3], [4], [5], [6], [7], [8], [9], [10], [11], [12], [13], [14].

Dintre informațiile geologice privind acest parametru principal, în aprecierea volumului de rezerve, sînt mai reale cele obținute prin carotajul geofizic, față de cele furnizate de carotajul mecanic, deoarece procesul de înregistrare a acestor grosimi este influențat mai puțin de factorul om, el efectuîndu-se automat și pe baza unor parametri fizici constanți.

În scopul verificării exactității datelor privind grosimea stratelor cu cărbuni, obținute pe cale geofizică, s-au efectuat operații în tot bazi-

* Lucrarea a fost ținută la sesiunea științifică de geofizică din cadrul Academiei R.P.R., iulie, 1964.

nul de recarotare mecanică, probe laterale cu ciupitorul, precum și verificarea lor prin lucrări miniere (la Uricani) care au ajuns la unele sonde.

Operațiile de verificare a datelor geofizice prin procedeele amintite mai sus, în urma cărora parametrul grosime s-a dovedit corect, au constituit problema principală pentru geologi și geofizicieni.

Practica de șantier, căpătată în explorarea bazinului carbonifer Valea Jiului, demonstrează indispensabilitatea măsurătorilor geofizice în lucrările de explorare, un sondaj neputînd fi considerat terminat, cu obiectivul geologic și economic atins, decît după efectuarea acestor măsurători.

Opinia generală în acest sens este azi unanimă, fapt confirmat și prin ordinul Comitetului geologic nr. 241 din 14.VI.1962, prin care se emit „Instrucțiuni pentru folosirea datelor carotajelor geofizice la calculul rezervelor de cărbune".

Pornind de la cele expuse mai sus, rezultă că evaluarea rezervelor de cărbune, pe baza grosimilor obținute numai din carotajul mecanic, nu este cea reală, din cauza recuperajului în general discontinuu (cu lacune). Această constatare duce implicit la subaprecierea potențialului economic privind volumul de rezerve de cărbuni din bazin.

Pentru evitarea unei astfel de situații, care ar prejudicia economia noastră, propunem reconsiderarea tuturor rezervelor de cărbuni din întregul bazin carbonifer Valea Jiului, luîndu-se în calcul grosimile stratelor cu cărbuni obținute din carotajul geofizic. În această direcție s-a făcut deja un pas înainte, Comitetul geologic aprobînd pentru cîmpul minier Uricani rezervele calculate pe baza grosimilor de cărbuni obținute din diagramele geofizice, nu cele din carotajul mecanic.

În acest sens s-a făcut un calcul comparativ între grosimile stratelor cu cărbune, precum și între rezervele de cărbune exploatabile (de bilanț) obținute din carotajul mecanic și cel geofizic (tabela 1).

Din datele prezentate în tabela 1 se poate vedea că grosimea medie generală obținută în plus pe întreg bazinul din carotajul geofizic este de 3,80 m, ceea ce reprezintă un surplus de cărbuni de +38%.

Aceste grosimi de strate, obținute în plus prin procedeele geofizice, se prezintă astfel :

— Pentru zona vestică a bazinului carbonifer Valea Jiului, de la limita aproximativă a Văii Crevedia (din cîmpul minier Vulcan), limită care separă cărbunele din bazin în două zone din punctul de vedere al însușirilor de cocsificare, din calculul efectuat pentru determinarea grosimii medii de cărbune obținută în plus prin procedeele geofizice, s-a găsit că ea este de 3,95 m, ceea ce înseamnă 49% mai mult cărbune cocsificabil.

— Pentru zona estică a bazinului, în urma unui calcul similar, s-a obținut o grosime medie suplimentară din carotajul geofizic de 3,60 m, ceea ce înseamnă cu 23% mai mult cărbune energetic față de cel obținut prin carotajul mecanic.

Aceste grosimi suplimentare, obținute prin procedeele geofizice, reprezintă pierderile parțiale sau totale ale stratelor cu cărbuni datorită carotajului mecanic.

Tabela 1

Cărbune	Cîmpul minier	Grosimea suplimentară a cărbunelui datorită carotajului geofizic		Rezerva de cărbuni suplimentară datorită carotajului geofizic		
		media, m	%	%	categoria de rezerve	mii tone
Cocsificabil	Cîmpul lui Neag	3,60	94	45	C_2	44 000
	Hobiceni	3,65	58	53	$C_1 + C_2$	39 000
	Uricani	2,40	52	22	$C_1 + C_2$	17 000
	Bărbăteni	3,35	46	14	$C_1 + C_2$	11 000
	Lupeni	5,90	45	8	$C_1 + C_2$	9 000
	Paroșeni	5,75	56	24	$C_1 + C_2$	12 000
	Vulcan vest	3,15	33	22	$C_1 + C_2$	14 000
	Total	3,95	49	27	$C_1 + C_2$	146 000
Energetic	Vulcan est	3,15	33	21	$C_1 + C_2$	12 000
	Aninoasa	5,25	35	7	$C_1 + C_2$	10 000
	Dîlja	4,90	63	43	$C_1 + C_2$	52 000
	Iscroni	4,75	42	43	C_2	41 000
	Petrila	2,90	16	7	$C_1 + C_2$	7 000
	Livezeni	2,40	18	26	$C_1 + C_2$	33 000
	Lonea	2,65	16	10	$C_1 + C_2$	7 000
	Sălătruc	2,70	57	55	C_2	12 000
	Total	3,60	23	28	$C_1 + C_2$	174 000
cocsificabil + energetic	Total general	3,80	38	27,50	$C_1 + C_2$	320 000

Menționăm că acest calcul comparativ, între grosimile stratelor cu cărbuni din carotajul mecanic și cel geofizic, s-a făcut numai pentru sondele în care s-au efectuat măsurătorile geofizice.

Din datele expuse mai sus asupra grosimilor medii, precum și a procentelor de cărbuni obținute în plus prin procedeele geofizice, se pot trage și alte concluzii privind recuperajul mecanic în util, și anume : în zona vestică a bazinului după 49% cărbune suplimentar obținut pe cale geofizică și în zona estică de 23% cărbune obținut în plus, rezultă pentru prima zonă un recuperaj mediu real de 51% în stratele cu util, iar pentru zona estică un recuperaj mediu real de 77%.

Această diferențiere în calitatea lucrărilor de foraj între partea vestică și cea estică a bazinului s-ar datora faptului că parte din lucrările din zona vestică a bazinului sînt mai vechi ca cele din est, cînd experiența în foraj era mai mică, structura geologică a zăcămîntului mai complicată, iar apele eruptive, datorite gazelor din zona vestică, au influențat negativ recuperajul.

Din datele tabelei 1 se observă variațiile grosimilor medii, precum și procentele de cărbune suplimentar obținut prin măsurătorile geofizice pe cîmpuri miniere și între cele două zone, vest și est, ale bazinului.

Pe baza acestor grosimi de util obținute în plus pe cale geofizică s-a făcut și calculul de rezerve pe cîmpuri miniere, luîndu-se în considerare grosimile de bilanț care au afectat suprafețele corespunzătoare categoriilor $C_1 + C_2$.

În urma calculului efectuat pe acest principiu s-a obținut o creștere de rezerve de categoria $C_1 + C_2$ de bilanț în comparație cu carotajul mecanic de 27,5%, ceea ce reprezintă un plus de 320 milioane tone, din care 13% reprezintă rezerva de categoria C_1 (153 milioane tone), iar 14,5% reprezintă creșterea de rezervă de categoria C_2 (167 milioane tone).

Considerată pe cele două zone de cărbune, cocsificabil și energetic, situația creșterilor de rezerve exploatabile pe cale geofizică se prezintă astfel :

— În partea vestică a bazinului rezerva de cărbune cocsificabil de categoria $C_1 + C_2$, calculată pe baza grosimilor date de carotajul geofizic, a crescut cu 27% (146 milioane tone), din care 11% rezervă aparține categoriei C_1 (61 milioane tone), iar 16% reprezintă creșterile de rezervă la categoria C_2 (85 milioane tone).

— Pentru zona estică a bazinului cu cărbune energetic, creșterea de rezervă, datorită procedeelor geofizice, este de 28%, față de carotajul mecanic (ceea ce reprezintă 174 milioane tone), din care 15% reprezintă rezerva de categoria C_1 (92 milioane tone), iar 13% reprezintă creșterea de rezervă aparținînd categoriei C_2 (82 milioane tone).

Neconcordanța aparentă între procentele de creștere a parametrului grosime și cel de creștere a rezervelor obținute pe cale grofizică, se datorește faptului că calculul rezervelor s-a făcut numai pe suprafețele explorate prin foraje la care s-a executat carotajul geofizic, în funcție de parametrii avuți, care au variat în cadrul bazinului pe cîmpurile miniere și care au dus la un procentaj mai redus ca cel al grosimilor medii de cărbune.

Creșterea de rezerve pe întreg bazinul, de 27,5% (320 milioane tone) datorită procedeelor geofizice, a fost obținută numai din suprafețele în care sondele au fost carotate geofizic, așa cum s-a arătat mai înainte, și care reprezintă 48% din numărul total de sondaje executate în acest bazin.

Dacă ne gîndim la faptul că restul de sondaje de 52% sînt sondaje vechi, necarotate geofizic, și care nu au informații (date geologice) pe porțiunile cu recuperaj slab (lacune) în stratele cu cărbune, apreciem că această deficiență a dus la subaprecierea potențialului economic al întregului zăcămînt de cărbuni cu încă circa 30% (circa 350 milioane tone).

Dacă pentru porțiunile de strate pierdute în carotajul mecanic la sondele vechi, necarotate geofizic, nu putem acționa neavînd date geologice, pentru sondele noi, carotate geofizic, se pot lua în calcule elementele obținute pe cale geofizică.

Rezerva calculată în plus pe baza grosimilor geofizice de 27,5% reprezintă o rezervă apreciabilă, care se ridică la cîteva sute de milioane tone cărbune, rezervă care va putea asigura (în condițiile tehnice actuale) exploatările miniere din cadrul bazinului carbonifer Valea Jiului pentru aproximativ încă 50—60 ani.

Concluzii

— Carotajul geofizic, ca metodă de cercetare în lucrările de explorare pentru cărbunii din bazinul Valea Jiului, a adus un aport deosebit de important științific și economic.

— Stratele de cărbuni pierdute parțial sau total de carotajul mecanic au fost identificate prin măsurătorile geofizice, aceste diferențe însumate pe cîmpuri miniere totalizînd o grosime medie suplimentară pe întreg bazinul de 3,80 m (38%).

— Pe baza grosimilor de strate obținute în plus prin procedeele geofizice, s-a efectuat un calcul de rezerve pe cîmpuri miniere obținîndu-se o creștere reală de rezerve de 27,5% (320 milioane tone) față de rezerva confirmată a întregului bazin obținută prin carotajul mecanic.

— Avîndu-se în vedere rezultatele pozitive obținute prin măsurătorile geofizice, propunem o reconsiderare de detaliu a rezervelor cu cărbune a întregului bazin Valea Jiului, pe baza grosimilor furnizate de măsurătorile geofizice și confirmarea lor de C.R.R.

BIBLIOGRAFIE

[1] Arhiva T.P.E.M. şi C.C.V.J. *Documentaţia geologică primară privind cîmpurile miniere din bazinul carbonifer Valea Jiului.*

[2] Bactru, P. *Contribuţii la corelarea stratelor din bazinul carbonifer Valea Jiului pe baza măsurătorilor geofizice de sonde.* Revista Minelor, nr. 10, 1962.

[3] Bozdoc, I. şi Gologan, O. *Raport geologic de sinteză asupra lucrărilor de explorare din cîmpul minier Uricani.* T.P.E.M., Bucureşti, 1963.

[4] Gologan, O. *Raport de sinteză asupra lucrărilor de explorare din cîmpul minier Bărbăteni.* T.P.E.M., Bucureşti, 1962.

[5] Russu, T. *Rezultate geologice obţinute prin măsurătorile geofizice la sondajele de explorare din bazinul carbonifer Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 2, 1960.

[6] Russu, T. *Raport geologic de sinteză asupra lucrărilor de explorare executate în cîmpul minier Paroşeni între anii 1955—1961.* T.P.E.M., Bucureşti.

[7] Russu, T. *Raport geologic de sinteză asupra lucrărilor geologice de explorare din cîmpul minier Vulcan.* T.P.E.M., Bucureşti.

[8] Russu, T. *Raport geologic de sinteză asupra lucrărilor de explorare din cîmpul minier Livezeni.* T.P.E.M., Bucureşti.

[9] Dorobanţu, I. şi Russu, T. *Raport geologic de sinteză asupra lucrărilor de explorare din cîmpul minier Petrila în 1963.* T.P.E.M., Bucureşti.

[10] Russu, T. *Raport geologic asupra lucrărilor de explorare din cîmpul minier Aninoasa* T.P.E.M., Bucureşti.

[11] Russu, T. şi Ionescu, M. *Raport geologic asupra lucrărilor de explorare din cîmpul minier Iscroni.* T.P.E.M., Bucureşti.

[12] Voronca, Al. *Rezultate obţinute prin măsurătorile geofizice aplicate în găurile de sondă, în prospectarea cărbunilor.* Revista Minelor, nr. 9, 1958.

[13] Voronca, Al. *Aplicarea măsurătorilor geofizice în sonde pentru prospectarea cărbunilor.* Revista Minelor, nr. 2, 1959.

[14] Voronca, Al. *Rezultate obţinute în explorarea zăcămintelor de cărbuni prin sonde ca urmare a aplicării metodelor geofizice.* Revista Minelor, nr. 10, 1959.

[15] Voronca, Al. şi Fetcu Elena. *Aplicarea izotopilor radioactivi la explorarea zăcămintelor de cărbuni prin sonde în R.P.R.* Revista Minelor, nr. 11, 1962.

[16] Voronca, Al. *Aplicarea procedeelor geofizice la explorarea zăcămintelor de cărbuni.* I.D.T., 1960.

Note

Zăcămintele de potasiu din Uniunea Sovietică (II)

M. P. FIWEG

I. Bazine de depunere a sărurilor

Cîteva particularităţi cu valabilitate generală ale bazinelor de sedimentare au fost stabilite ca rezultat al unei cercetări paleogeografice a epocilor de depunere a sării ; de asemenea au fost stabilite cîteva legi ale etapei de sedimentare în formarea seriilor saline.

Depunerea de sare din permianul inferior în partea răsăriteană a platformei ruse a avut loc într-o fază regresivă, condiţionată de ridicarea generală a platformei în legătură cu mişcările finale ale fazei de orogeneză hercinică a Uralului. Ridicarea generală a unei mari suprafeţe a blocului continental a fost complicată prin scufundarea intensivă în cuprinsul unei fîşii de adîncire în faţa Uralului şi a depresiunii Caspice. Marea epicontinentală din partea de răsărit a platformei, devenind din ce în ce mai mică, a pierdut la începutul permianului legătura sa cu Tethys şi a devenit o mare alimentată dintr-o singură parte, care înainta adînc în continent şi care era situată în zona de limită a climatului arid. Strîmtoarea nordică a mării a devenit treptat mai îngustă şi mai puţin adîncă, de aceea bazinele din partea răsăriteană a platformei s-au transformat la sfîrşitul cungurianului în bazine continentale. În timpul reducerii dimensiunii mării epicontinentale în curs de secare existau la periferia ei răsăriteană lagune şi golfuri ale ţărmului în care concentrarea apei marine se făcea în modul cel mai intensiv ; totuşi aici nu s-a format nici o rocă salină. Numai în cuprinsul zonelor în curs de scufundare puternică din bazinul Doneţului, adică în partea de sud-vest, au avut loc depuneri de sare, care pe o parte a suprafeţei s-au încheiat cu săruri potasice. (L. P. Nesterenko, 1961). Ceva mai tîrziu, în timpul formaţiunii cunguriene, a avut loc depunerea sării în porţiunile cele mai intensiv scufundate din sinclinalul situat în faţa Uralului şi în depresiunea Caspică. În acestea existau bazine de depunere a sării, care erau alimentate prin apa de mare provenită din porţiunile mai puţin mobile ale platformei (fig. 1).

Aici este vorba de un aşa-numit bazin incipient pe fundul căruia se depuneau, într-o alter-

nanţă periodică, strate de dolomit şi de ghips, ghips care mai tîrziu a fost transformat în anhidrit.

Seriile saline pericarpatice sînt în legătură cu complexul transgresiv. În cuprinsul depresiunii de la marginea Carpaţilor se evapora

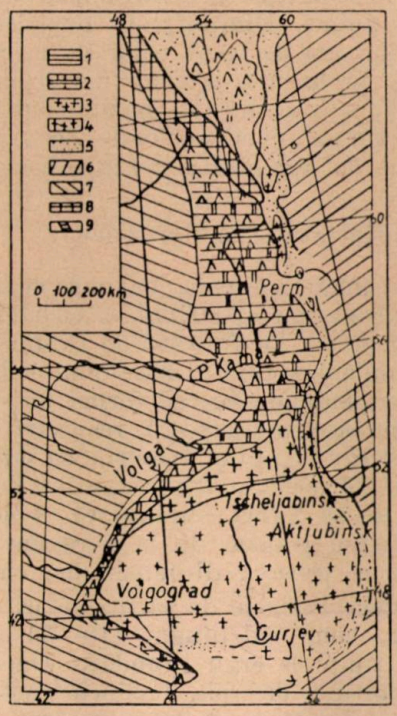


Fig. 1. Bazinele din partea de răsărit a platformei ruse la sfîrşitul etajului cungurian (timpul Irenskian, permianul superior):

1 – dolomiţi; *2* – alternanţă cu strate de dolomit şi anhidrit; *3* – sare gemă în depresiunea din faţa Uralului şi în depresiunea Caspică; *4* – sare gemă pe versantul sud-estic al platformei; *5* – roci terigene; *6* – ţărmul vestic al Angariei; *7* – platoul vestic al deşertului; *8* – insulele Timan; *9* – uscat în partea de răsărit a culmei anticlinale Başkirice.

apa din golf în timpul întreruperii aportului marin şi se diviza într-un sistem de ape care existau în zonele cele mai profunde din depresiunea de la marginea lanţului muntos. Probabil că suprafaţa soluţiei din bazinele puţin adînci de depunere a sării aveau indicaţii negative ale nivelului (aşa cum este cazul la multe alte bazine de depunere a sării) deoarece rocile saline sînt acoperite aici în multe locuri de argile cu foraminifere, ceea ce este probabil în legătură cu o creştere rapidă a adîncimii la invazia apei marine.

Seriile saline sînt în legătură nu numai cu complexele transgresive şi regresive, ci se găsesc şi în mijlocul seriilor marine. Ca exemplu pentru asemenea relaţii de reciprocitate pot servi două masive de sare din grabenul Pripjat: cel inferior (Livensk) şi cel superior cu orizonturi de săruri potasice (Dankovo-Lebediansk) sînt însoţite, atît în culcuş, cît şi în coperiş de roci marine. Schimbările survenite în condiţiile de sedimentare sînt legate aici de condiţiile de alimentare.

Din datele arătate se vede că bazinele de depunere a sărurilor s-au dezvoltat după cum urmează:

a – pe baza secării unor mări epicontinentale întinse, cu preferinţă în regiunile marginale (depunerile de săruri din permianul inferior în răsăritul platformei ruse, depunerile de săruri din permianul superior din S.U.A. ale jurasicului superior din Asia Centrală);

b – în golfurile marine, în curs de secare, şi strîmtori ale mării (bazinele precarpaţilor, în miocen şi grabenul Rinului în oligocen), în cuprinsul unor grabene înguste ale platformei.

Nu ne vom opri aici asupra bazinelor din depresiunile intramontane care sînt alimentate continental şi nu conţin săruri potasice (lacuri saline ale miocenului, în Tian-San în China etc.).

Bazinele de sare au mărimi deosebite în diferite regiuni de depunere a sării, începînd de la mici lacuri cu suprafeţe de cîteva sute de km², cum este cazul în precarpaţi, apoi bazine de 6–7 mii km² în depresiunea Kamei superioare pînă la mări saline întinse cu o suprafaţă de 400 mii km² în depresiunea Caspică şi de 1–1,5 milioane km² în cambrianul inferior al Siberiei Orientale. Bazinele de săruri potasice au avut totdeauna o întindere mai mică decît bazinele de sare pe baza cărora s-au format.

Astfel, în regiunea precarpatică suprafaţa lor era de 300–400 km², iar în depresiunea Kamei superioare ajungea pînă la 1 500–2 000 km². Deocamdată nu există indicaţii asupra mărimii bazinului de săruri potasice din depresiunea Caspică. Este foarte probabil că acesta este de cîteva ori mai mare decît cel din Kama superioară; de asemenea nu sînt încă determinate limitele bazinului la săruri potasice din sinclinalul Tadjik.

Asupra adîncimii bazinelor de depunere a sării, între geologi există păreri diferite. Unii presupun că bazinele de depunere a sării erau tot aşa de puţin adînci în trecut cum sînt cele actuale, adică nu depăşeau 10 m (A. A. Ivanov). Alţii, dimpotrivă, sînt de părere că aceste bazine atingeau adîncimi de cîteva sute de metri (N. P. Gherasimov şi alţii). Dacă se vorbeşte de adîncimea bazinelor de depunere a sării, trebuie să ne gîndim, în primul rînd, la care stadiu al dezvoltării lor ne referim. Cînd este vorba de bazinele de depunere a sării ne gîndim, de obicei, la bazinele de sare. Aşa cum am amintit aceste bazine nu erau unitare în ceea ce priveşte mărimea lor şi nici în ce priveşte cantitatea de soluţii. În ele s-au depus mase de sare a căror grosime atingea 500 m (Kama superioară), pînă la 900 m (în regiunea Stebnik etajul Vorotîşce superior) şi uneori grosimi chiar mai mari (depresiunea Caspică).

Cercetătorii care presupun că bazinele de depunere a sării au fost totdeauna puţin adînci,

trebuie să presupună o mare viteză de scufundare a depresiunilor de platformă pornind de la o grosime mijlocie a stratelor anuale de ordinul a 6—12 cm pe an. Această intensitate a scufundării este considerată ca puţin probabilă de mulţi cercetători. Dimpotrivă, se poate presupune, la o adîncime iniţială mare a bazinelor sedimentare de depunere a sării, o viteză mică de adîncire a fundamentului.

În acest caz s-a presupus că bazinele se echilibrează treptat, în special la depunerea halitului.

Nu putem recunoaşte o valabilitate generală nici unuia din aceste două puncte de vedere. Fără îndoială bazinele lagunare ale ţărmurilor puţin adînci au fost totdeauna ape cu adîncimi reduse, ca şi acele bazine cu cicluri halogene de sedimentare. (În special bazine cu săruri potasice). Probabil că şi întinsele bazine de depunere a sării din seria Usolsk a Siberiei Orientale au fost ape puţin adînci ca şi în Pripjat şi în greabenul Rinului. Pe de altă parte, bazinele de sedimentare a sării din regiunea Işimbaev, în depresiunea din faţa Uralului, au avut o adîncime de 700—800 m, (N. P. Gherasimov, P. I. Lunin, A. A. Bogdanov şi alţii). Negarea mişcărilor sinsedimentare în timpul unei perioade de sedimentare a maselor de sare este tot atît de extremistă ca şi negarea bazinelor adînci de sedimentare a sării, cu atît mai mult cu cît dispunem de date care confirmă migrarea axei depresiunilor în direcţia platformei, atît în Preural, cît şi la marginea Carpaţilor. Rocile carnalitice din vestul zăcămîntului de pe Kama superioară depăşesc puţin limitele întinderii silvinitelor etc. Nu poate exista îndoială că mişcări sinsedimentare au avut loc şi în cuprinsul depresiunilor puternic scufundate ale platformei. Din păcate masivele de sare din depresiunile Caspică şi Tadjikă nu sînt încă atît de temeinic cercetate încît să putem reproduce istoricul mişcărilor lor în timpul perioadelor de sedimentare halogenă.

Dacă cercetăm însă materialul provenit din depresiunile cercetate mai temeinic, se poate găsi o confirmare. Aşa de exemplu se cunoaşte pentru depresiunea central-europeană a Zechsteinului (Z1, Z2, Z3 şi Z4) o deplasare a porţiunilor de depunere intensă a sării. Zăcămintele de săruri potasice ale permianului superior din S.U.A. şi din alte ţări se găsesc asimetric în raport cu limitele depresiunii Delaware.

Masivele de sare se găsesc, după cum se ştie, în depresiunile puternic scufundate deseori scufundarea cea mai intensă a lor coincide cu sedimentarea maselor de sare. Grosimea masivelor de sare este totdeauna de cîteva ori mai mare decît grosimea depunerilor sincrone cu ele. Această împrejurare lasă să apară ca neprobabilă presupunerea care pretinde că, tocmai în timpul sedimentării masei de sare, mişcările ar fi mai slabe sau că ajung chiar la repaus total. Pare mai probabil că coborîrea fundului din depresiuni se continuă în timpul sedimentării halogene. Intensitatea mişcării a fost diferită în diferitele depresiuni şi este foarte probabil că nu a rămas constantă în decursul sedimentării halogene. Este posibil ca sedimentarea maselor mari de sare să fi început în bazine relativ mai adînci. Dimpotrivă, depunerea unor masive de sare de felul celor de la Soligorsk, Usolsk şi probabil şi a celor din regiunea precarpatică, a avut loc în bazine puţin adînci, care în timpul unei perioade de existenţă a bazinului de apă dulce s-au adîncit treptat.

II. **Bazinele de săruri potasice**

După cum am amintit, bazinele de săruri potasice existau în etapa finală a ciclului halogen de sedimentare. În funcţie de cantitatea soluţiei acumulate pe fundul bazinului de halit şi al reliefului fundului său, se forma un sistem de lacuri potasice (precarpaţi), respectiv un bazin mai mare sau mai mic. Lacurile cu săruri potasice de la Soligorsk au atins suprafeţe de 300 km^2 iar cele de pe Kama superioară, 1 500—2 000 km^2. Bazinul potasic de la Strassfurt se asemăna, în ce priveşte dimensiunile, cu o mare.

De regulă, bazinele de săruri potasice nu dăinuiau un timp îndelungat (10—30 ani). Din timp în timp ele erau inundate. După evaporarea aportului de apă, bazinele continuau să existe mai departe ca bazine de săruri potasice. Urmele acestei repetate inundări se disting clar în profilul petrografic al orizonturilor de săruri potasice. Deoarece pînă acum nu ne-a reuşit stabilirea unor schimbări clare de facies în nici unul din bazinele cercetate de noi, cu excepţia conţinutului insolubil (mai ales pe baza unor aporturi sezoniere), putem admite că bazinele noastre cu săruri potasice au fost de regulă izolate şi alimentate de preferinţă prin filtrare (drenaj).

Sărurile de potasiu care saturează soluţiile reprezintă 1,7% din volumul iniţial al apei de mare. Aşa cum a arătat M. G. Valiasko (1951, 1958), volumul soluţiei la începutul depunerii epsomitului sau silvinei este egal pentru soluţiile metamorfozate cu volumul fazei solide, precipitate anterior. O proporţie de 30—35% din aceste soluţii corespunde umplerii porilor depunerilor de sare gemă. Soluţiile reziduale se adunau în porţiunile mai adînci ale reliefului de pe fundul bazinelor de depunerea sării şi în timpul evaporării formau soluţiile bazinelor de potasiu.

Părerile şcolii sovietice de fizico-chimie în ce priveşte particularităţile formării paragenezelor primare din bazinele potasice au fost expuse în comunicarea lui M. G. Valiasko în anul 1958, la simpozionul de la Berlin şi probabil că sînt în mare măsură cunoscute. De aceea nu ne vom opri asupra acestei probleme. Para-

genezele primare sînt determinate de condiţiile de echilibru metastabile şi sînt provocate de variaţiile de temperatură sezonieră.

Soluţiile bazinelor de depunere a sării în depresiunile Kamei superioare, la Soligorsk şi Tadjikistan, au fost desulfatizate (metamorfozare directă) în timpul existenţei bazinului potasic. Ca un component rezidual al paragenezelor actuale corespunzătoare dintre sulfaţi, este, în cantităţi mici, numai anhidritul. Soluţiile lacurilor de săruri potasice din etajul Vorotîşce superior din precarpaţi au fost slab metamorfozate; în ce priveşte componenţa lor, sînt asemănătoare celor oceanice (M. G. Valiasko). În timpul orizontului Baliţe din aceeaşi regiune alcătuirea soluţiilor din bazin a fost mai variată. Au luat naştere lacuri cu soluţii desulfatizate în care s-au depus silvinite. O explicaţie paleogeografică a acestui fapt nu a putut fi încă găsită din cauza lentilelor de săruri potasice. Cercetarea acestei probleme este în continuare.

O imagine încă mai complicată, rezultă din seria salină a depresiunii Caspice. Aici s-a găsit, alături de silvinitele normale şi de carnalite, atît rare, cît şi roci chiserito-carnalitice, chiseritice şi polihalitice. O explicaţie pentru cauzele acestei varietăţi a rocilor într-o regiune de depunere a sării, se va putea da, abia în viitor, dacă se va reuşi să se cerceteze stratigrafia din lucrările miniere.

Pe teritoriul U.R.S.S., ca şi în alte regiuni de depunere a sării, cristalizarea sărurillor potasice a avut loc din soluţii metamorfozate. Aceasta este o consecinţă naturală a paleogeografiei bazinelor de sedimentare salină. Peste tot bazinele de săruri au fost departe de ocean şi separate într-un sistem de bazine intermediare. Ele au fost sub influenţa uscatului înconjurător de pe care veneau curenţii cu produse de dezagregare. Metamorfozarea directă o punem în legătură cu ionii de Ca'' (mai ales în stadiile incipiente) şi anume sub forma de săruri solubile (carbonaţi), mîl carbonatic, precum şi ca părţi componente ale cationilor din bazele absorbite ale particulelor de argile. Toate aceste produse sînt rezultatul proceselor de alterare din zone umede. Ele au apărut mai puternic în acele cazuri în care suprafeţele depunerilor saline se găseau la limitele zonelor aride.

Metamorfozarea reciprocă este, în general, un fenomen mai rar. O asemenea metamorfozare este condiţionată de aportul ionilor SO''_4 mai ales ca particule componente ale sulfatului de sodiu din regiunile marginale ale zonelor aride.

O asemenea metamorfozare s-a produs evident în faza finală a existenţei bazinului de depunere a sărurilor din depresiunea Caspică.

III. Transformări post-sedimentare

În depozitele bazinelor saline, mineralele paragenezelor primare (fazele de sedimentare metastabile) stau în contact cu soluţiile intercristaline şi profunde, care nu se găsesc în echilibru cu ele. De aceea aici are loc o deshidratare a multor minerale cu un conţinut de apă (în special a ghipsului metastabil). În cele din urmă se realizează echilibre stabile. Totodată iau naştere noi parageneze diagenetice.

Cea mai răspîndită diageneză a avut loc în paragenezele primare din soluţii puţin metamorfozate. Dintre zăcămintele amintite aici, este foarte probabil că un asemenea grad de metamorfozare apare în bazinul carpatic. Din punct de vedere petrografic aceste roci au fost temeinic cercetate de V. V. Lobanova (1956). Autoarea admite că paragenezele care pot fi observate în prezent sînt, în principal, de natură primară. Conţinutul de brom în cainit confirmă caracterul său primar. În ce priveşte langbeinitul — un alt mineral al rocii predominante — mulţi cercetători se îndoiesc de caracterul său primar. În această direcţie sînt lucrări în curs.

La explorări şi la lucrările miniere, în ultimii ani au fost stabilite cazuri de modificare a rocilor potasice care sînt în legătură cu influenţa soluţiilor în condiţiile catagenezei. În această privinţă, cele mai interesante date de observaţie s-au obţinut în zăcămîntul de pe Kama superioară. După cum s-a mai amintit, se găsesc permanent silvinite colorate în zona carnalitică, situată deasupra zonelor de înlocuire a silvinitelor roşii, chiar dacă aceasta se întîmplă numai într-o parte a orizonturilor. Silvinitele colorate ale orizontului B din zona carnalitică sînt dezvoltate pe o suprafaţă cu mult mai mare. Deasupra lor se găsesc silvinitele colorate ale orizonturilor superioare pe o suprafaţă din ce în ce mai mică, în sensul ascendent al profilului. La nord de Berezniki s-a găsit o înlocuire a tuturor orizonturilor carnalitice pe o anumită porţiune. Cei mai mulţi cercetători consideră silvinitele colorate din Kama superioară ca un rezultat al schimbărilor faciale din bazinele carnalitice. Această părere este contrazisă mai ales de conţinutul coborît în brom (0,05—0,09%) al silvinei din aceste silvinite. În microincluziunile de gaze ale silvinei de culoare alb-lăptoasă a silvinitelor colorate se observă un conţinut ridicat de azot (87—91% volume) şi un conţinut relativ scăzut de hidrogen (0,8—1,1%) şi metan (0,4—1,6%) în timp ce pentru carnalitul din acelaşi orizont conţinutul de azot este mult mai scăzut (38—54%) şi conţinutul în gaze combustibile este corespunzător mai ridicat (H_2—25—33%, CH_4 şi omologii superiori 7—10%). Afară de aceasta, gazul, fiind inclus în silvina alb-lăptoasă, este supus unei presiuni cu mult mai ridicate decît în granula de carnalit şi în silvina roşie (Z. N. Nesmelova). Grosimea silvinitelor colorate este totdeauna jumătate din cea din orizonturile corespunzătoare ale rocii carnalitice. Aceste fapte, în totalitatea lor, pledează în mod convingător pentru caracterul secundar al silvinitelor colorate.

A. E. Chodjkov a arătat în anul 1956 că formarea zonelor sterile în silvinitele roşii şi colorate este în legătură cu mişcarea ascendentă a soluţiilor intracristaline presate din sarea gemă inferioară. Acest fenomen are loc la solidificarea sării în timpul scufundării. Amintim că aceste transformări au început înainte de formarea breciilor rocii carnalitice, deoarece în interiorul silvinitei colorate toate intercalaţiile de sare din mai mulţi ani se găsesc nederanjate, în timp ce în roca carnalitică ele sînt curate şi rupte în mai multe blocuri. Înlocuirile au putut să aibă loc în timpul coborîrii seriei saline (evident în faza incipientă) totuşi după coborîrea întregii serii. Că aceste fenomene au avut loc în permian o dovedesc numeroasele determinări de vîrstă absolută a silvinitei albe din orizontul B după metoda argonului, care au arătat o vîrstă de 187—192 milioane de ani (Z. N. Nesmelova, 1956).

La cercetarea subterană din mina Soligorsk au fost identificate pînă acum înlocuiri de silvinite în cuprinsul celui de-al doilea orizont. Dacă luăm în considerare rezultatele forajelor găsim înlocuiri asemănătoare şi în alte orizonturi de silvinit, precum şi în roci carnalitice ale părţii mijlocii din al treilea orizont (începînd de sus). Toate aceste înlocuiri sînt în legătură cu mişcarea soluţiilor din interiorul masivului de sare în etapa postsedimentară a formării lor. A. E. Chodjkov este de părere că limitele actuale ale orizonturilor de potasiu nu sînt limite faciale, ci reprezintă limitele spălării, care a avut loc încă sub influenţa apei din coperiş.

Prezenţa soluţiilor care au migrat în interiorul masivelor de sare şi au dizolvat mineralele de săruri potasice, găseşte o confirmare prin prezenţa unor varietăţi fibroase de carnalit, silvin, sare etc., care umplu fisurile. În zăcămîntul de la Gaurdak este cunoscută prezenţa fisurilor în sarea gemă argiloasă, fisuri care sînt umplute cu carnalit fibros. În cuprinsul cîmpului central al exploatării miniere Kalush se găseşte o reţea deasă de fisuri în argilă sărată, fisuri care de asemenea sînt umplute cu carnalit. În zonele cu sfărîmături de carnalit ale exploatării miniere de la Solikamsk, fisurile au o formă neregulată şi sînt umplute cu carnalit, halit etc. Conţinutul scăzut de brom din carnalitul şi silvina fibroasă dovedesc că acestea nu s-au format din soluţia-mamă, ci din soluţii descendente.

IV. Tectonica internă

Istoria geologică post-sedimentară a regiunilor cu depuneri de săruri, amintite mai sus, nu a fost deloc unitară. După ce a avut loc sedimentarea masivelor de sare ele au fost supuse unei coborîri la adîncimi diferite (pînă la 1 000 m în Soligorsk şi pînă la 5—6 mii m în vecinătatea mării Caspice); cu excepţia marginii Carpaţilor, toate celelalte masive se găseau sub influenţa condiţiilor tectonice de platformă. Dimpotrivă, în Vorlandul Carpatic, masivele de sare luau parte la formarea unor cute şi încălecări liniare (Kalush).

Zăcămîntul de potasiu de la Soligorsk se evidenţiază prin condiţiuni de zăcămînt deosebit de simple. Amintim că suprafaţa de răspîndire a rocilor potasice stă în legătură cu partea nordvestică, mai puţin labilă a grabenului Pripjat, care se deosebeşte de rest, atît prin profil, cît şi prin amplitudinea cutărilor postsedimentare.

În părţile mai puternic cutate ale grabenului, seria salină este deformată intens şi alcătuieşte structuri de masiv de sare. În cuprinsul zăcămîntului aşezarea stratelor de sare este în schimb liniştită, cu un unghi de înclinare mic. Orizonturile de săruri potasice sînt aşezate concordant cu cele de sare pe care le însoţesc.

O aşezare mai complicată se poate constata în zăcămîntul de pe Kama superioară. Aici masa de sare este alcătuită dintr-un sistem de brahi-anticlinale asimetrice, cu un flanc vestic mai redresat (înălţimea brahii-anticlinalelor este de 150—200 m). În părţile culminante grosimea zonei de potasiu este ceva mai mare, însă grosimea sării inferioare creşte şi mai mult (într-o măsură şi mai mare). Structura iniţială se pierde în locurile cu mişcare mai intensivă şi apar structuri de curgere. Silvinitele roşii arată cea mai liniştită poziţie (aşezare) dintre structurile de ordin superior. Orizontul AB formează în silvinitul roşu B mici cute brahianticlinale (înălţimea 2—4 m). O aşezare disarmonică apare cel mai clar în zona carnalitică. Stratele de carnalit sînt deformate prin îngroşări şi subţieri. În interiorul rocii carnalitice stratele intercalate de sare alcătuiesc un sistem din cute de curgere şi sînt rupte în blocuri diferite. Stratele orizonturilor inferioare de sare, care separă orizonturile carnalitice între ele, sînt în diferite locuri, de asemenea, sfărîmate în blocuri separate. Zonele de sfărîmare care ne sînt cunoscute nu au străbătut masivul carnalitic pe întreaga lui grosime.

Seria salină a depresiunii Tadjice formează şi ea un sistem de brahi-anticlinale în fişia zăcămintelor potasice cunoscute în prezent. Un sistem de falii a fost stabilit pe flancurile structurii Gaurdak care este mai bine cercetată. Blocurile limitate de aceste fracturi sînt deplasate unul faţă de celălalt. Tectonica internă a masivului de sare, la nivelul orizonturilor de săruri potasice, este încă necunoscută.

Seria salină din Vorlandul Carpatic ia parte la formarea marilor cute anticlinale liniare din regiunea Stebnik (cu o amplitudine pînă la 1 km). Masivul de sare de aici este brecios. Argila sărată şi gresia sînt rupte în blocuri de mărimi diferite, care se găsesc în interiorul sării geme. Această rocă se aseamănă celei din Haselgebirge. Lentilele de sare gemă rămîn

în totalitatea lor nederanjate împreună cu lentilele de săruri potasice. Ele alcătuiesc cute—flexuri specifice ca o formă de prezentare a cutelor de curgere.

Masivul de sare din Kalush ia parte la încălecări și este alcătuit dintr-un sistem de cute concordante cu rocile care încalecă. Argilele sărate și gresiile formează aici de asemenea brecii specifice care se caracterizează prin particularitățile sfărîmării din timpul împingerii.

BIBLIOGRAFIE

[1] Valiasko, M. G. *Galit, osnovnie ego raznosti vstreceaiemie v solianih ozerah i fiziko-himiceskie uslovia ih obrazovania.* Zap. Vses. Min. o-va, Bd. LX, H. 3, 1941.

[2] Valiasko, M. G. *Strukturnie osobenosti otlojenii sovremennogo galita.* Min. Sbornik Lvovskogo gheolog. o-va, nr. 5, 1951.

[3] Valiasko, M. G. *Galit, osnovnie ego raznosti, vstreceaemie v solianih ozerah i ih strukturi.* Tr. VNIIGalurghii, Bd. 23, 1952.

[4] Gherasimov, N. P. *Gheologhiceskoe stroenie vostocinoi neftenosnoi oblasti.* Uralsk. fil. AN SSSR, 1940.

[5] Gorkun, O. P. *K stratigraficeskomu polojeniu i litologhii kaliinih linz v razreze verhne-vorotîșcenskoi svitî Stebnikskogo raiona.* Tr. VNIIGalurghii, Bd. 35, 1959.

[6] Ivanov, A. A. *K voprosu o ghenezise silvinitov Verhnekamskogo m-nia kaliinih solei.* Zap. Vses. Min. O-va, C. 61, nr. 2, 1932.

[7] Ivanov, A. A. *Vnutriformaționnie tektoniceskie brekcii nekotorih iskopaemih solianih zalejei.* Tr. WSEGEI, V.2, 1950.

[8] Ivanov, A. A. și Levițkii, J. F. *Gheologhia galogenih otlojenii SSSR,* Tr. WSEGEI, n.s., Bd. 35, 1960.

[9] Lobanova, V. V. *Voprosî petrografii kaliinih zalejei Vostocinogo Predkarpatia.* Tr. WNIIGalurghii, Bd. 32, 1956.

[10] Lunin, P. I. *K voprosu o napravlenii razvitia ucenia o morskih osadkah.* Tr. Inst. Gheol. nauk SSSR, 1954.

[11] Nesmelova, Z. N. *Gasonosnosti solianoi tolșci Serenikovskogo kalinogo rudnika.* 1956.

[12] Petrov, N. P. *Stroenie gaurdakskoi svitî v iugo-vostocinih otrogah Gisarskogo hrebta.* DAN SSSR, nr. 3, 1949.

[13] Petrov, N. P. *O karnalitovoi tolșci v iugo-zapadnih otrogah Gisarskogo hrebta.* Zap. USB. otd. Vses. Min. O-va Bd. II, 1951.

[14] Petrov, N. P. *Litologhia verhnepermskoi solenosnoi formații iugo-zapadnogo.* Tr. Inst. gheol. AN SSSR, Bd. 9, 1953.

[15] Rikovskov, A. E. *Problema besulfatnosti Solikamskogo kaliinogo mestorojdenia.* Tr. Glavn. gheol. upravl. Bd. 43, 1932.

[16] Urazov. G. G. *O poriadke solei Solikamskogo kaliinogo mestorojdenia.* Tr. Glav. gheol. upravl. Bd. 43, 1932.

[17] Fiweg, M. P. *O godovom țikle sedimentații kamennoi soli verhnokamskogo mestorojdenia.* DAN, Bd. 61, 1948.

[18] Fiweg, M. P. *O dlitelnosti nakoplenia solianih tolsci* Tr. WNIIGalurghii Bd. 29, 1954.

[19] Kodrov, A. E. *O proishojdenii zameșcenih zon na verhnokamskom mestorojdenii.* Tr. WNIIGalurghii, Bd. 32, 1956.

[20] Iarhemski, I. I. *Mineraloghia i petrografia kaliinih mestorojdenii Sovietskogo Soiuza.* Sbornik „Voprosî gheologhii agronomiceskih rud". AN SSSR, 1956.

Determinarea analitică a cantităților de aer care se deplasează în mină sub acțiunea depresiunii termice

Ing. *I. MATEI*

Pe măsură ce se extinde exploatarea în adîncime, aerajul natural ridică noi probleme, care nu pot fi neglijate și a căror rezolvare necesită o atenție deosebită.

Cu ani în urmă acesta a fost singurul procedeu de aeraj; în prezent, cu toată extinderea considerabilă a ventilatoarelor, cazurile de aplicare a aerajului prin tiraj natural nu sînt rare, chiar în exploatările miniere importante. De altfel, într-o mină aerisită pe cale mecanică, influența aerajului natural poate fi foarte mare și se poate traduce printr-o creștere sau micșorare a debitului de aer.

Dirijarea necorespunzătoare a curentului natural, pe lîngă faptul că va influența în mod nefavorabil securitatea și atmosfera minelor, va provoca și considerabile cheltuieli.

Astfel, cheltuielile necesare pentru majorarea debitelor de aer, prin mărirea presiunii la ventilator, pot deveni atît de mari, încît în unele cazuri, din motive economice, ar trebui săpate noi puțuri. La minele cu două sau mai multe puțuri de ieșire a aerului, cu fiecare nou puț pus în funcțiune, se complică sistemul de aeraj existent. Aerajul unor astfel de mine devine greu de supravegheat și mai expus deranjamentelor, din cauza suprapunerii mai multor sectoare de aeraj.

De aceea, pentru înlăturarea deficiențelor și rezolvarea problemelor privind îmbunătățirea aerajului și a diferiților factori climaterici trebuie să se pornească de la proprietățile de bază ale aerajului natural.

I. Scurte considerații teoretice asupra depresiunii termice

Prin depresiune termică se înțelege lucrul efectuat de unitatea de volum (1 m^3) de aer sub influența unei variații termice, la circulația sa prin rețeaua de lucrări miniere subterane.

Premisa principală pentru cirulația aerului o constituie un sistem de două sau mai multe lucrări miniere verticale sau înclinate și o greu-

tate specifică diferită a aerului în aceste lucrări miniere. După cum se ştie din cunoaştinţele teoretice asupra legilor de circulaţie a amestecurilor de gaze, o diferenţă între greutăţile specifice apare în urma unor variaţii termice şi numai în mică măsură această diferenţă este provocată de presiune, de umiditate şi de compoziţia chimică a amestecului de gaze.

Din cele de mai sus rezultă că, mai ales la sistemul de aeraj natural al lucrărilor miniere, se manifestă foarte puternic variaţiile temperaturii aerului atmosferic de la suprafaţă, în diferitele anotimpuri. Din această cauză, depresiunea termică a aerajului natural variază în limite foarte largi, ajungînd uneori, în cazul echilibrului între temperatura aerului atmosferic şi temperatura aerului din mină, pînă la valori foarte mici care provoacă aşa numitele stagnări ale curenţilor de aer.

Este evident că cunoaşterea precisă a cantităţilor de aer ce se pot deplasa sub acţiunea depresiunii termice naturale în diversele sectoare exercită o influenţă deosebită asupra cheltuielilor suplimentare legate de majorarea debitelor de aer impuse de normele de tehnica securităţii.

În cazul cînd se face aerisirea pe cale mecanică, depresiunea termică poate exista şi în lipsa lucrărilor miniere verticale sau înclinate, deoarece, în acest caz, existenţa depresiunii termice se datoreşte faptului că ventilatorul în funcţiune creează înălţimea piezometrică, care, atunci cînd există schimb de căldură între aerul în mişcare şi mediul înconjurător, va da naştere unei depresiuni termice[2].

II. Determinarea analitică a debitelor de aer ce se deplasează în mină sub acţiunea depresiunii termice

Să considerăm sistemul de lucrări miniere din figura 1 aerisite prin curent natural şi

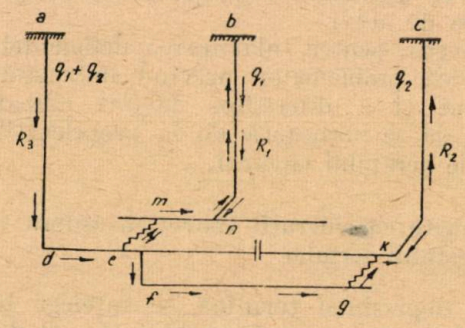


Fig. 1.

să presupunem să s-au măsurat înălţimile geodezice şi temperaturile absolute ale punctelor a, b, c, d, e, f, g după cum urmează[2].

Punctul	a	b	c	d	e	f	g
Înălţimea geodezică, m	0	0	0	325	325	375	375
Temperatura, °K	278	283	285	281,5	285	286,5	288

Presupunem, de asemenea, că rezistenţele aerodinamice ale porţiunilor $e,m,n,b,(R_1)$; e,f,g,k,c (R_2) şi a,d,e (R_3) sînt cunoscute, adică :

$$R_1 = 0{,}1\ \text{K}\mu\,; \quad R_2 = 0{,}2\ \text{K}\mu\,; \quad R_3 = 0{,}05\ \text{K}\mu.$$

Mina fiind aerisită prin tiraj natural, vom calcula, prin metoda cunoscută, depresiunile ce deservesc sectoarele respective, adică depresiunea dintre puţul a şi b (h_1) şi depresiunea dintre a şi c (h_2). Reprezentînd punctele a, b, c, d, e, f, g în sistemul de axe $H - T$, obţinem circuitul închis al procesului, care reprezintă lucrul efectuat de forţele de gravitaţie ale aerului în mişcare (fig. 2).

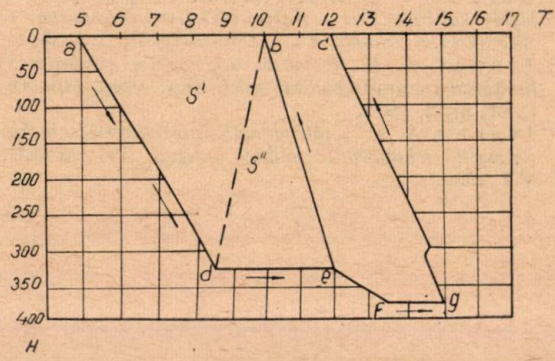


Fig. 2.

Ştiind că depresiunea termică este proporţională cu suprafaţa circuitului închis între puţuri, vom calcula suprafeţele conturului a, d, e, b, a (S_1) şi a, d, e, f, g, c, a (S_2).

Suprafaţa S_1.

K	H_k	T_k	T_{k+1}	T_{k-1}	$T_{k+1} - T_{k-1}$	$H_k(T_{k+1} - T_{k-1})$
a	0	278,0	281,5	283,0	−1,5	0
d	325	281,5	285,0	278,0	+7,0	+2 275
e	325	285,0	283,0	281,5	+1,5	+ 487,5
b	0	283,0	278,0	285,0	−7,0	0

$$S_1 = \frac{1}{2}\ 2\,762{,}5 = 1\,381{,}25\ \text{m °K}. \qquad \Sigma = +\,2\,762{,}5$$

Suprafeţele triunghiurilor vor fi :

a	H_k	T_k	T_{k+1}	T_{k-1}	$T_{k+1} - T_{k-1}$	$H_k(T_{k+1} - T_{k-1})$
a	0	278,0	281,5	283,0	−1,5	0
d	325	281,5	283,0	278,0	+5,0	+1 625
b	0	283,5	278,0	281,5	−3,5	0

$$S' = \frac{1}{2}\ 1\,625 = 812{,}5\ \text{m °K} \qquad \Sigma = +\,1\,625$$

a	H_k	T_k	T_{k+1}	T_{k-1}	$T_{k+1} - T_{k-1}$	$H_k(T_{k+1} - T_{k-1})$
d	325	281,5	285,0	283,0	+2,0	+650
e	325	285,0	283,0	281,5	+1,5	+487,5
b	0	283,0	281,5	285,0	−3,5	0

$$S'' = \frac{1}{2}\ 1\,137{,}5 = 568{,}75\ \text{m°K} \qquad \Sigma = +\ 1\,137{,}5$$

Verificare:

$S_1 = S' + S'' = 812{,}5 + 568{,}75 = 1\,381{,}25$ m°K

Coordonatele centrului de greutate ale triunghiurilor vor fi:

$$X'_g = \frac{278 + 281{,}5 + 283}{3} = 280{,}83;$$

$$Y'_g = \frac{0 + 325 + 0}{3} = 108{,}33;$$

$$X''_g = \frac{281{,}5 + 285 + 283}{3} = 283{,}16;$$

$$Y''_g = \frac{325 + 325 + 0}{3} = 216{,}66;$$

iar coordonatele centrului de greutate al suprafeței S_1 vor fi:

$$X_G = \frac{280{,}83 \times 812{,}5 + 283{,}16 \times 568{,}75}{812{,}5 \times 568{,}75} = 282\ °\text{K};$$

$$Y_G = \frac{108{,}33 \times 812{,}5 + 216{,}66 \times 568{,}75}{812{,}5 + 568{,}75} = 153\ \text{m}.$$

Dar:

$$h_a = \frac{S \cdot \gamma}{T_{cg}}\ (\text{mm col. apă}),$$

în care:

h_n este depresiunea creată de tirajul natural, mm col.apă;
S — suprafața conturului, m°K;
γ — greutatea specifică a aerului, 1,25 kg/m³;
T_{cg} — temperatura centrului de greutate a suprafeței S, °K.

Înlocuind valorile numerice, vom obține:

$$h_1 = \frac{1381{,}25 \times 1{,}25}{282} = 6\ \text{mm col. apă}.$$

Analog se calculează și depresiunea dintre puțurile a și c $h_2 = 10$ mm col.apă.

Cunoscînd depresiunile și rezistențele lucrărilor miniere, se pot determina, pe cale analitică, debitele de aer care străbat sistemul de lucrări miniere.

Astfel, dacă vom însemna debitul de aer care intră prin puțul a cu $q_1 + q_2$ și respectiv debitul de aer care iese prin puțul b cu q_1, iar prin c cu q_2, atunci, scriind ecuațiile pierderilor de depresiune pe porțiunile (a, d, e, m, n, b) și (a, d, f, g, k, c), vom avea:

$$h_1 = R_3 (q_1 + q_2)^2 + R_1 q_1^2 \qquad (1)$$

$$h_2 = R_3 (q_1 + q_2)^2 + R_2 q_2^2 \qquad (2)$$

Acest sistem de ecuații a fost rezolvat pe cale grafică de către prof. Komarov și Borisov [3].

Rezultate mai exacte se pot obține pe cale analitică și anume printr-un simplu artificiu de calcul; sistemul de ecuații (1) și (2) poate fi rezolvat destul de ușor.

Dacă vom nota:

$$q_2 = k\, q_1,$$

în care:

k_1 este o mărime arbitrară, vom obține în urma înlocuirilor în sistemul de ecuații (1), (2), următoarele relații:

$$h_1 = R_3 (q_1 + k\, q_1)^2 + R_1 q_1^2 \qquad (3)$$

sau

$$h_2 = R_3 (q_1 + k\, q_1)^2 + R_2 k^2 q_1^2 \qquad (4)$$

$$h_1 = q_1^2 [R_3 (1 + k)^2 + R_1] \qquad (5)$$

$$h_2 = q_1^2 [R_3 (1 + k)^2 + R_2 k^2]. \qquad (6)$$

Împărțind relația (5) prin (6) vom găsi:

$$h_1 [R_3 (1 + k)^2 + R_2 k^2] = h_2 [R_3 (1 + k)^2 + R_1]. \qquad (7)$$

Ordonînd ecuația (7) în funcție de k și făcînd înlocuirile numerice corespunzătoare, obținem ecuația de gradul II în k:

$$(8) \quad k^2 - 0{,}4\ k - 1{,}2 = 0 \qquad (8)$$

de unde $k = 1{,}31$.

Prin înlocuirea lui k în ecuația (5) vom obține debitul de aer $q_1 = 4$ m³/s, respectiv $q_2 = 5{,}24$ m³/s.

Concluzii

Metoda analitică de calcul a debitelor de aer care se deplasează în mină sub acțiunea depresiunii termice naturale prezintă avantajul că rezultatele obținute sînt mult mai exacte decît în cazul folosirii metodei grafice și necesită un volum de muncă cu mult mai redus.

Metoda se poate extinde și la calculul debitelor de aer, în cazul existenței a mai mult de trei comunicații cu suprafața.

Cu această metodă de calcul se pot obține rezultate exacte numai în cazurile cînd se iau în considerație condițiile specifice ale fiecărei mine și de aceea nu este justă aplicarea rezultatelor obținute într-o mină, la o altă mină, fără un calcul prealabil bazat pe date reale, obținute prin măsurători directe.

BIBLIOGRAFIE

[1] Covaci, St. *Asanarea focurilor prin crearea zonei de depresiune nulă.* Buletinul I.M.P., Vol. II.
[2] *Manualul inginerului de mine,* Vol. VI.
[3] Komarov, V. B. *Aerajul minier.* Moscova, 1938.

INFORMAȚII

Simpozionul cu tema „Protecția respirației în lumina medicinii și a tehnicii" (Leipzig, 21–23 mai 1964)

La simpozion a participat o delegație română din care a făcut parte și autorul prezentei comunicări. Materialul cuprinde o trecere în revistă a problemelor discutate și a observațiilor făcute cu această ocazie.

Simpozionul a fost organizat de Asociația pentru igiena și protecția muncii din R.D.G. în colaborare cu Secția de protecția respirației din Centrala medicinii muncii și Centrul tehnico-științific de mecanică medicală. Sedințele simpozionului au avut loc la Institutul de fiziologie, de pe lîngă Universitatea Karl Marx din Leipzig. Cele peste 30 de referate susținute au fost traduse simultan în limbile germană și rusă. Pe tot timpul simpozionului a fost deschisă o expoziție cu aparate de protecția respirației și aparate de reanimare.

Simpozionul s-a încheiat cu o vizită la fabrica de tehnică medicală „MEDI" din Leipzig și la Stația principală pentru salvare minieră și protecția împotriva gazelor a R.D.G. din Leipzig.

Referatele prezentate în prima parte a simpozionului au tratat despre fiziologia respirației din punctul de vedere al folosirii aparatelor de protecția respirației. Analizîndu-se lanțul funcțiunilor respiratorii din punctul de vedere al difuziunii perfuziunii, aerisirii și distribuirii, se descrie în continuare aerisirea alveolară în raport cu spațiul respirator mort și cu efortul de respirație față de rezistențele elastice și rezistențele de frecare.

Folosirea aparatelor de protecția respirației implică un anumit efort, cerut printre altele de rezistența aerului și de spațiul mort al aparatului. Ținînd seamă că acești doi factori intervin și în respirația fără aparat, înseamnă că efortul de respirație crește în cazul folosirii aparatului de protecție a respirației.

Afară de aceasta este important să se cunoască influența oxigenului pur inhalat sub presiune asupra organismului omenesc. Cercetările mai vechi au arătat că inhalarea timp îndelungat cu oxigen pur provoacă modificări locale însemnate în plămîni: congestii, edem și altele. Acestea sînt date de care constructorii de aparate trebuie să țină seama.

1. *Primul ajutor la locul de muncă*

O altă problemă în jurul căreia s-au grupat o serie de referate a fost respirația artificială și, în mod deosebit, respirația prin insuflare, cu alte cuvinte primul ajutor la locul de muncă.

Cercetările din ultimii ani au arătat că toate metodele de reanimare din manuale (Holger Nielsen, Silvester, Howard, Schäfer etc.) sînt nesatisfăcătoare. Aceste metode, care provoacă aerisirea plămînilor prin întinderea și comprimarea toraxului din exterior, devin, o dată cu pierderea progresivă a vitalității mușchilor respiratori, necorespunzătoare. Ele nu garantează deci eficacitatea maximă, care trebuie asigurată de o metodă de reanimare corectă și anume aerisirea corespunzătoare în plămîni și un efect corespunzător de aerisire în sîngele arterial.

Reanimarea respirației prin insuflare propusă de Safar și alții sub forma respirației gură la nas, gură la gură și nas, gură la mundștuc sau gură la tub, garantează în fiecare caz eficacitatea cerută. Calculele teoretice (von Weerden) și numeroasele experiențe clinice au arătat că respirația insuflată, condusă corect, realizează la pacienții tuturor grupelor de vîrstă o saturație suficientă cu O_2 a sîngelui și o retenție satisfăcător de mare de CO_2.

Aplicarea practică la locul de muncă a reanimării prin respirație insuflată a fost demonstrată printr-un film documentar american. Cu această ocazie s-a arătat că aproape în toate cazurile reanimarea trebuie însoțită și de masaje asupra inimii.

Metoda de reanimare care are prioritate la locul accidentului este respirația direct insuflată prin nasul sau gura accidentatului. Piese ajutătoare, ca tubul lui Safar sau mai bine mundștucul realizat de V.E.B. Medizintechnik Leipzig, permit a se evita contactul direct dintre salvator și accidentat și ușurează desfășurarea în condiții bune a respirației insuflate.

De-abia după ce s-au aplicat metodele simple de reanimare, se va trece la folosirea aparatelor de reanimare. Alegerea aparatelor depinde, în general, de factori organizatorici și economici. Aparatele moderne de reanimare funcționează după principiul pulmotorului, prin gură, cu burduf sau cu pungă.

2. *Aparate de protecție a respirației*

O planificare pe termen mai lung privind crearea, dezvoltarea și producția aparatelor de protecție a respirației cere următoarele cercetări:

a. Aprecierea nivelului actual și viitor al consumatorilor, în lumina posibilității și necesității introducerii aparatelor de protecție a respirației.

b. Influența rezultatelor cercetărilor din științele naturii și din științele tehnice, asupra acestui domeniu de specialitate.

c. Dezvoltarea aspectului estetic al aparatelor.

Mineritul se dezvoltă în direcția unităților mari de exploatare, spre abataje mecanizate și mai tîrziu automatizate, la adîncimi mari. Din punctul de vedere al construcției aparatelor, va fi necesară îmbunătățirea climatică a aerului inspirat, micșorarea greutății și a dimensiunilor exterioare a aparatelor de salvare, protecția salvatorilor prin îmbrăcăminte izolantă și îmbunătățirea legăturilor pentru respirație, ținîndu-se totodată seamă de cîmpul de vizibilitate și suprafața feții de înlăturarea condensului din umezeala aerului expirat, precum și alte măsuri.

Constructorii vor trebui să acorde o atenție mai mare decît pînă în prezent greutății aparatelor și mai ales plasării centrului de greutate.

O problemă centrală este înlăturarea din circuitul aparatului a gazelor irespirabile. Deoarece aceste gaze nu se lasă legate chimic ca CO_2 din aerul expirat, trebuie, ca în timpul folosirii, să se elimine continuu o anumită parte din amestecul de aer din circuit în mediul înconjurător. Sistemele de spălare cunoscute pînă acum s-au dovedit prea complicate sau nesigure. Și în această problemă sînt necesare perfecționări constructive ale aparatelor.

În ce privește verificarea aparatelor de salvare, s-a comunicat că în U.R.S.S., în laboratorul de cercetări pentru salvare minieră din Donețk, s-a conceput și s-a construit un plămîn artificial, care reproduce funcțiile plămînului natural. Cu ajutorul acestuia se cercetează aparatele de salvare pe stand.

3. *Aparate filtre contra gazelor nocive*

În ce privește aparatele cu filtru de protecție a respirației contra gazelor nocive ele prezintă o serie de posibilități de perfecționare funcțională. În acest sens se pun următoarele probleme:

a — mărirea capacității de protecție pentru substanțele toxice sub forma gazelor sau vaporilor;

b — protecția organului respirator în exploatări cu praf și căldură excesivă, în special la uzinele metalurgice.

Aparatele cu filtru contra gazelor sînt folosite mai ales în industria chimică.

4. *Măștile contra prafului*

Condițiile care se pun măștilor contra prafului sînt dependente de întrebuințarea pe care o au, adică de natura, dispersia și cantitatea prafului din aerul respirat, ca și de însușirile fiziologice ale muncitorului.

Aceste condiții privesc materialul filtrului ca și construcția măștii. Măștile contra prafului trebuie să asigure o reținere a prafului din aer în limitele valorilor admise.

Măștile contra prafului se folosesc în general în exploatările de cărbune cu praf, în exploatările cu praf de cuarț și de azbest și anume acolo unde concentrațiile admise (norme de praf) sînt depășite din cauza măsurilor tehnice și combaterea prafului insuficiente sau la lucrări speciale (de exemplu curățenie, reparații etc.).

În prezent se proiectează o mască din material plastic cu ramă de etanșare, care se pare că va avea aplicare în protecția respirației contra prafului.

5. *Stația principală pentru salvare minieră și protecție contra gazelor din R.D.G.*

Pentru problemele de securitatea minieră, există în R.D.G. un institut pentru securitatea minieră și o stație principală pentru salvare minieră și protecție contra gazelor, ambele fiind dirijate de un organ unic din cadrul Ministerului Minelor.

Stația principală de salvare are sarcina să organizeze întreaga salvare minieră și protecția contra gazelor după principii unitare, să îndrume și să supravegheze această activitate. În subordinea ei se află stațiile raionale de salvare, de care sînt strîns legate stațiile de salvare, starea de dotare a stațiilor de salvare, stadiul de instruire a salvatorilor, planurile de avarii ale exploatărilor.

Pentru realizarea sarcinilor sale cu privire la stațiile de salvare, stația principală de salvare întocmește și emite instrucțiuni obligatorii. Afară de aceasta, aparatele care urmează a fi folosite în minerit de salvatori trebuie să fie examinate de stația principală de salvare și admise de ea. Pentru supravegherea și controlul aparatelor, stația stabilește norme de verificare și prelucrează metode de verificare corespunzătoare. Aceasta este valabil și pentru întrebuințarea filtrelor CO pentru salvarea individuală ca și pentru aparatele izolante de salvare.

Pentru a se garanta o exploatare ireproșabilă a filtrelor de salvare individuală, stația principală de salvare elaborează instrucțiuni pentru distribuirea, îngrijirea și verificarea filtrelor de salvare individuală. Exploatarea filtrelor de salvare individuală la exploatări este supraveghiată și controlată de stația principală de salvare și de stațiile de salvare raionale.

Pe lîngă aceste sarcini speciale privind protecția respirației în minerit, stația principală de salvare colaborează cu un mare număr de institute și exploatări la rezolvarea problemelor legate de protecția respirației și de îmbunătățirea aparatelor de salvare ca și de organizarea salvării miniere. Totodată se colaborează strîns și cu Crucea Roșie germană.

Concluzii

Din referatele prezentate, din discuțiile purtate, precum și din cele constatate cu ocazia vizitelor făcute, reies următoarele probleme care se pun pentru noi:

a. Deoarece s-au realizat progrese însemnate în tehnica acordării primului ajutor, este necesar a se organiza instruirea pe scară largă a minerilor asupra acordării primului ajutor la locul de muncă. Instruirea se poate face prin stațiile de salvare, care trebuie să fie dotate pentru aceasta cu manechine și material didactic adecvat.

Totodată este necesar să se doteze exploatările cu truse pentru aplicarea respirației insuflate, astfel ca fiecare loc de muncă să poată dispune cel puțin de o trusă.

b. Deoarece stadiul de construcție al aparatelor de salvare mai implică încă modificări constructive, este necesar să fim circumspecți în comandarea aparatelor, ținînd seamă de evoluția lor.

Astfel, în privința aparatelor de salvare izolante, cele care vor predomina încă sînt aparatele cu rezervă în oxigen gazos. Va trebui să se țină seamă că pentru aceste aparate se prevăd pe curînd:

— perfecționări în sistemul adaosului de oxigen;

— perfecționări în sistemul de înlăturare a gazelor irespirabile din circuitul aparatului.

Afară de aceasta, este necesar să se urmărească progresul care se va realiza în construcția aparatelor cu substanțe generatoare de oxigen. Dacă aceste aparate își vor dovedi utilitatea practică, se va pune problema schimbării actualelor aparate din dotarea stațiilor de salvare cu noile aparate.

c. Folosirea actualelor filtre CO implică pentru exploatări cheltuieli serioase, din cauza dezavantajelor pe care le au și anume:

— se defectează ușor și trebuie înlocuite fără a fi fost utilizate;

— au folosire unilaterală, adică nu pot fi folosite și pentru alte gaze ca CH_4 sau CO_2.

Este necesar să se studieze dacă nu este mai practic și mai economic înlocuirea lor cu aparate de salvare individuală cu rezervă de oxigen, asemenea celor folosite în exploatările de potasiu din R.D.G.

Ing. **N. Costingioară**

NOUTĂȚI TEHNICE

Mecanizarea tăierii în strate înclinate

Mecanizarea tăierii în minele de cărbuni a înregistrat un nou succes prin introducerea unei mașini de concepție originală — mașina de tăiat cărbune în strate înclinate tip 60 GE.

Această mașină (fig. 1), pusă la punct de o întreprindere franceză în colaborare cu minele de huilă din bazinul Lorenei, a fost studiată pentru exploatarea stratelor a căror înclinare depășește 65° și în care se aplică tăierea în felii ascendente și rambleierea hidraulică. Mașina taie făgașe în cărbune, după care excavarea se face prin gravitație pe un transportor.

Stratele sînt împărțite în panouri avînd 150 m între puțul orb și suitorul de aeraj și 100—150 m pe înclinare, între etaje.

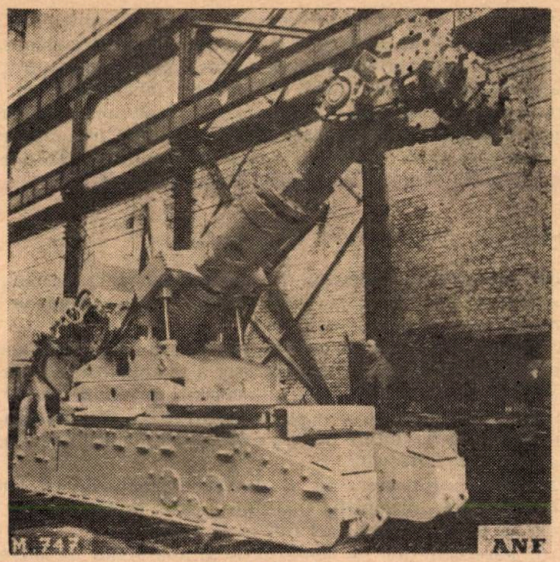


Fig. 1

Maşina este trasă pe rambleu. Ea se compune dintr-un braţ montat pe o turelă, aceasta fiind susţinută pe un tren de alunecare prin translaţie. Corpul de tăiere, la extremitatea braţului, poate atinge orice punct al frontului de cărbune, pe o înălţime de 4 m deasupra rambleului.

Caracteristicile principale ale maşinii sînt:

— greutatea totală, 12 t;
— lungimea totală, 5 m;
— lăţimea maximă, 1,25 m;
— înălţimea maximă, 2,1 m;
— viteza de deplasare, 1,05 m/min;
— raza de acţiune a capului de tăiere, 3,32 m;
— presiunea medie pe talpă, 0,5 bar;
— acţionarea cu curent trifazic, 500 V;
— reversibilitatea maşinii este posibilă prin demontarea unor elemente componente.

Maşina a cîştigat întrecerea de productivitate a minelor de cărbuni din Franţa pe primul semestru al anului 1963. Acest rezultat se datoreşte excelentelor performanţe realizate care au condus la o economie de 3,65 franci/tonă în prima etapă de folosire. Productivitatea maşinii atingînd 200 tone pe zi, amortizarea ei se realizează în mai puţin de doi ani.

Un alt avantaj, care nu poate fi exprimat cifric, îl constituie mărirea evidentă a condiţiilor de securitate.

Un aparat pentru determinarea concentraţiei prafului din aer Folosit la săparea tunelului Mont Blanc

Controlul atmosferei cu praf, atît în mină, cît şi în diferite alte sectoare ale industriei, precum şi importanta problemă a poluării atmosferice: fum industrial, atmosfera oraşelor, prafuri radioactive, au determinat Centrul de studii şi cercetări

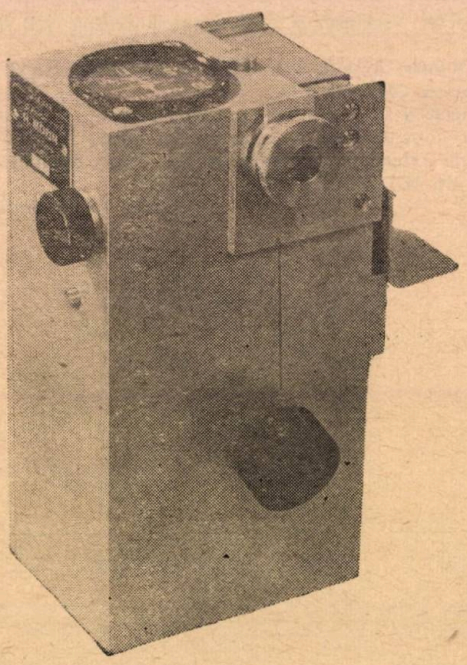


Fig. 1

a minelor de cărbuni din Franţa (CERCHAR) să stabilească un program de activitate pentru realizarea unui aparat destinat reţinerii particulelor solide conţinute într-o atmosferă cu praf, în vederea determinării concentraţiei prafului.

Realizarea acestui aparat (fig. 1) a fost încredinţată unei întreprinderi franceze care a pus la punct un aparat ce a prezentat un interes deosebit în tot timpul lucrărilor de săpare a tunelului Mont Blanc.

Aparatul se compune din două părţi (fig. 2.) separate printr-un perete.

Partea superioară, comunicînd cu aerul ambiant, conţine un filtru microporos *F* montat într-o pîlnie *B*. O micropompă *P*, montată în spatele pîlniei, aspiră prin filtru aerul de ana-

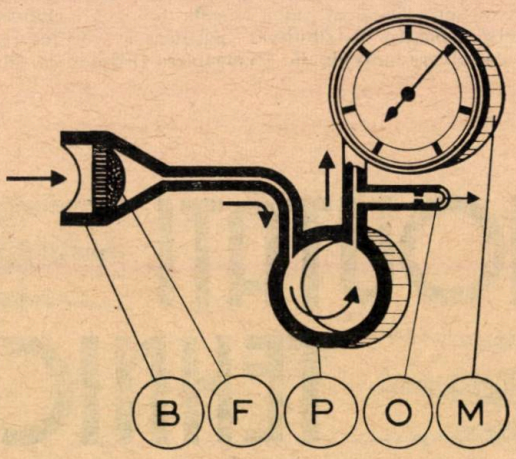


Fig. 2

lizat. La trecerea aerului, particulele de praf sînt reţinute pe suprafaţa membranei filtrului. Debitul gazos este măsurat cu ajutorul unui manometru *M* în legătură cu un orificiu reglabil *O* montat pe conducta de refulare a pompei.

Debitul este menţinut constant pe tot timpul determinării concentraţiei prafului cu ajutorul unui dispozitiv de reglare. Cunoscîndu-se durata determinării şi valoarea debitului, se deduce volumul aerului poluat.

Atmosfera minelor putînd fi grizutoasă, partea inferioară a aparatului este despărțită de cea superioară printr-un perete antigrizutos.

Ca organe principale, aparatul conține:

— pompa de aer cu rotor excentric;
— electromotorul;
— reductorul de viteză cu roți dințate fără zgomot;
— întrerupătorul.

În sfîrșit, la baza părții inferioare a aparatului este montată o baterie de acumulatoare.

În afara controlului atmosferei cu praf, aparatul poate servi, de asemenea, la determinarea concentrației de particule solide în gazele industriale, precum și la diverse studii de laborator asupra sistemelor disperse în mediu gazos.

ȘTIRI din toată lumea

Orașul Most din R.S.C. cu vechimea de 700 ani, fostul centru al industriei de lignit din regiunea Sudeților, în viitorul apropiat va dispare ca localitate, întrucît se va începe exploatarea rezervelor de lignit situate sub oraș, la adîncimea de numai 18 m, în cantitate de 100 milioane tone. Exploatarea acestor rezerve nefiind posibilă fără degradarea serioasă a construcțiilor orașului, autoritățile au hotărît părăsirea orașului actual și construirea unui oraș nou, în vecinătatea celui existent. Lucrările respective de construcții se desfășoară într-un ritm accelerat, numărul locuitorilor în orașul nou ajungînd deja la 36 000, față de 16.000 cît au rămas încă în orașul Most vechi.

★

În stepa Nistrului din Ucraina s-au găsit zăcăminte noi de huilă cocsificabilă a căror rezerve se evaluează la 10 miliarde tone. Capacitatea totală a minelor prin care se vor exploata aceste zăcăminte, se proiectează la 41 milioane tone pe an.

★

Rezervele mondiale de bauxită

Conform datelor recente, rezervele mondiale vizibile de bauxită însumează 5,76 miliarde tone, iar cele probabile și posibile 8,74 miliarde tone, rezervele înregistrate în prezent fiind de peste trei ori mai mari față de cele cunoscute acum 10 ani.

Repartizarea acestor rezerve pe continente se prezintă după cum urmează:

Continente	Rezerve de bauxită, milioane tone			% din total pe glob
	vizibile	probabile și posibile	total	
Europa	900	320	1 220	8,4
Africa	1 350	3 500	4 850	33,5
Asia	270	1 370	1 640	11,2
America	1 180	2 340	3 520	24,3
Australia și Oceania	2 060	1 210	3 270	22,6
Total pe glob	5 760	8 740	14 500	100,0

Aproape 35% din totalul rezervelor vizibile se găsesc în Australia, 20% în Guineea, 10% în Jamaica, 5% în Ungaria, 4,5% în Ghana și 4,5% în Surinam.

Din rezervele probabile și posibile 45% sînt situate în Guineea, 13% în Australia, 11% în Guyana Britanică, 11% în Camerun și 11% pe teritoriul R.P. Chineze.

Rezerve vizibile mai mici, însă totuși suficiente pentru cîteva decenii, de ordinul a 60—100 milioane tone, se găsesc în Uniunea Sovietică, Franța, Grecia și India.

S.U.A. dispune de mai puțin de 1% din rezervele vizibile ale globului. Rezervele probabile și posibile din S.U.A. se prezintă cantitativ mai favorabil, exploatarea lor nu este însă în prezent rentabilă, pe de o parte din cauza calității lor scăzute (insula Havai și Oregon), iar pe de altă parte în urma grosimii reduse a stratelor și a adîncimilor prea mari în care se găsesc (Arcansas și Georgia).

În anul 1961 consumul total pe glob de bauxită a fost de 29 milioane tone, consumatorul cel mai mare fiind S.U.A. cu 8,6 milioane tone pe an. Deci în cazul cînd acest consum anual se menține, rezervele proprii în prezent vizibile ar acoperi necesitățile Statelor Unite numai pe timp de 6 ani, dacă ele nu ar recurge la importuri masive.

Considerînd ritmul actual de exploatare a bauxitei, rezervele în prezent vizibile vor satisface necesitățile totale ale globului pe o perioadă de 175 ani.

★

La Echibastus din Cazahstanul de Est (U.R.S.S.) s-a pus în funcțiune prima parte a unei exploatări de cărbuni la zi, cu o producție anuală de 6 milioane tone. Această carieră, cu o rezervă totală de 12 miliarde tone, are o lungimede 13 km și o lățime de 6 km, adîncimea ei actuală fiind de 200 m, la grosimea de 100 m a stratului de cărbuni.

★

Problema străpungerii prin foraje a scoarței pămîntului

Proiectele americane prevăd străpungerea scoarței pămîntului în cursul anului 1968 sau 1969, în cazul cînd se vor pune la dispoziție fondurile necesare și dacă întreprinderile de foraj se vor angaja la această lucrare dificilă.

Forajul se proiectează să se execute cu ajutorul unei insule plutitoare de foraj, la marginea unei văi din fundul Oceanului Pacific, unde grosimea scoarței este probabil mai mică. Această acțiune poartă denumirea de „proiect Mohole", după numele profesorului iugoslav Mohorovicic, care acum 50 de ani a determinat grosimea scoarței în diferite locuri ale pămîntului, pe baza vitezei de propagare a undelor cutremurelor de pămînt. Din această determinare a rezultat o grosime a scoarței de circa 35 000 m pe continent și de numai 5 000—6 000 m la fundul oceanelor, la adîncimea de 4 000—5 000 m a apei, de unde se deduce că adîncimea probabilă a forajului proiectat va fi de aproximativ 10 000—12 000 m.

Insula de foraj va fi susținută, prin intermediul unor stîlpi, de camera plutitoare, amplasați la adîncimea de 50 m, deci feriți de acțiunea valurilor.

La gura sondei din fundul mării se prevede o pîlnie mare, care la schimbarea sapelor va asigura dirijarea acestora spre sondă.

Din aplicarea „proiectului Mohole" se așteaptă că vor interveni și anumite stimulări cu privire la perfecționarea tehnicii forajului, ca de exemplu utilizarea unor coroane la care diamantele sînt impregnate într-un aliaj de mai mulți centrimetri grosime.

Costul realizării „proiectului Mohole" se apreciază la 65 milioane dolari.

★

Între localitățile Alberta și Vanconver din Canada se proiectează o conductă de tuburi de 1 200 m lungime, pentru transportul de cărbuni, sulf și ghips, capacitatea anuală a acestei conducte fiind prevăzută la 6 000 000 t, din care 3 000 000 t cărbuni, 2 500 000 t sulf și 500 000 t ghips. Cărbunele și ghipsul se vor transporta probabil sub formă de nămol, iar sulful în granule.

★

În apropierea localității Scoplje din Iugoslavia s-a început exploatarea prin carieră a unui zăcămînt de magnetit, a cărei rezervă este apreciată la 11 milioane tone. Producția anuală prevăzută la 150 000 t este destinată laminorului de oțel proiectat în apropierea acestei localități.

★

În regiunea sud-vestică din Tian-Șan (Uzbekistan) s-a descoperit un zăcămînt de săruri de potasiu, cu o rezervă apreciată la 200 milioane tone. Se speră că această cifră va mai crește în urma cercetărilor care se execută în continuare.

Exploatarea minieră care se va înființa curînd pentru valorificarea acestui zăcămînt este prevăzută să acopere necesitățile Asiei Centrale cu îngrășăminte chimice.

★

În laboratoarele minelor de cărbuni din R. P. Polonă, executîndu-se anual aproximativ 10 000 analize pentru determinarea compoziției aerului din subteran, s-a creat un aparat automat, denumit „Analizator H-1", în scopul reducerii duratei acestor analize. Cu ajutorul acestui aparat, prezența și cantitatea gazelor CO, CO_2 și CH_4 în aerul minei se determină cu precizie în cîteva minute, față de aproximativ o oră cît durează o analiză cu mijloacele avute pînă acum.

★

Minele aurifere din Republica Sud-Africană au înregistrat un nou record în prima jumătate a anului 1963, producînd 420 923,665 kg (13 533 000 uncie) aur fin, față de 384 314,846 kg (12 356 000 uncie) realizate în aceeași perioadă a anului 1962.

Pe următorii ani se așteaptă o nouă creștere a producției de aur. Specialiștii apreciază însă că în a doua jumătate a actualului deceniu, producția va scădea, dat fiind că în ultimii 20 de ani nu s-a înființat decît o singură unitate mai mare de exploatare.

★

Consumul total de zinc al lumii este de circa 3,4 milioane tone pe an, din care 700 000 tone reprezintă consumul țărilor socialiste.

Consumul anual de plumb al lumii se cifrează în prezent la circa 2,8 milioane tone, țările socialiste consumînd în total circa 400 000 tone pe an.

Rezervele totale de plumb ale lumii se apreciază la 46 milioane tone, ceea ce acoperă necesitățile pe aproximativ 40 ani. Pe aceeași perioadă sînt acoperite și necesitățile de cupru și zinc.

★

Primul zăcămînt de cărbuni al Egiptului, descoperit în anul 1961, se găsește la Maghara, în deșertul peninsulei Sinai, la distanță de circa 290 km de Cairo. Proiectarea și îndrumarea lucrărilor de deschidere se execută de către o întreprindere engleză. Zăcămîntul aparține jurasicului inferior, cărbunele avînd un conținut mare de materii volatile și un conținut redus de cenușă.

Pentru prima etapă de dezvoltare se prevede o producție anuală de 120 000—150 000 t, din care majoritatea urmează a fi consumată la furnalele înalte de la Heluan.

Pentru economia națională a Egiptului acest zăcămînt prezintă mare importanță, dat fiind că pînă în prezent această țară trebuia să importe anual circa 250 000 t cocs și 150 000 t cărbuni, provenite în majoritate din Uniunea Sovietică și din Republica Populară Polonă.

Din Bányászati lapok nr. 6, 8 și 10, 1964.

DOCUMENTARE

TEHNICA MINIERĂ

Renner, K.: **Curbele caracteristice ale ventilatoarelor în funcţie de condiţiile variabile de funcţionare.** Bergbau Archiv, nr. 2, 1964 p. 21—34.

Luînd ca ipoteză o valoare constantă a greutăţii specifice a aerului debitat, se stabileşte o serie de formule şi nomograme prin care curbele caracteristice de funcţionare ale ventilatoarelor cu aer comprimat sau electrice să poată fi transformate pentru diferite condiţii de lucru, atît în subteran, cît şi pe bancul de probă. Variaţia turaţiei ventilatoarelor cu aer comprimat depinde de presiunea şi temperatura absolută a aerului comprimat la ieşirea din conducta de alimentare şi de presiunea şi temperatura atmosferică. Devierile observate în curbele caracteristice de funcţionare ale unui turboventilator se datoresc variaţiilor condiţiilor de funcţionare, greutăţii specifice a aerului atmosferic, tensiunii electrice a reţelei şi frecvenţei curentului de alimentare. Astfel, transformarea curbelor caracteristice de funcţionare a ventilatoarelor la diferitele condiţii de lucru este posibilă avînd în vedere că variaţia debitului de aer este proporţională cu variaţia turaţiei şi variaţia de presiune este proporţională cu variaţia greutăţii specifice a aerului atmosferic şi cu pătratul variaţiei numărului de rotaţii pe minut. Se face o comparaţie între rezultatele măsurătorilor directe ale curbelor caracteristice de funcţionare a ventilatoarelor pentru diferite condiţii de lucru cu curbele date de ecuaţiile şi nomogramele de transformare.

Hodges, D. J. şi Eynon, P.: **Măsurarea adîncimii puţurilor.** Colliery Guardian, nr. 1, 1964, p. 120—125.

Măsurarea exactă a adîncimii puţurilor se efectuează prin diverse metode: metoda directă cu panglică de oţel de la 30 la 100 m lungime, întinsă pe peretele puţului şi deplasată din reper în reper (precizia este de ordinul 1 : 5 000); metoda directă cu o panglică specială de 1 000 m lungime înfăşurată pe un tambur cu corecţii calculate pentru alungire şi temperatură; metoda indirectă folosind un fir cu plumb lung care se ridică din fundul puţului înfăşurîndu-se pe o bobină şi măsurînd exact lungimi de cîte 10 m prin repere corespunzătoare (precizie 1 : 2 500, rapiditate şi economicitate).

Alte metode rapide şi moderne folosesc instrumente speciale ca: geodimetru sau telurometru şi ating o mare precizie. Geodimetrul este un instrument electrono-optic care proiectează o rază luminoasă modulată pe o suprafaţă reflectată plasată la capătul distanţei de măsurat; raza este retrimisă în aparat unde se determină diferenţa de fază dintre raza emisă şi cea reflectată din care rezultă lungimea măsurată. În articol se dau amănunte asupra construcţiei şi funcţionării aparatului. Gradul de precizie este de ordinul a 1 : 20 000, iar o măsurătoare durează aproximativ 4 minute.

*** **Antracitul în Pennsylvania.** Colliery Guardian, Vol. 209, nr. 5393, 1964, p. 295.

Conform rapoartelor Biroului minelor al S.U.A., producţia de antracit a Pennsylvaniei a totalizat în 1963 18,3 milioane t, avînd o creştere de 8% faţă de 1962.

Din această producţie, 37% a fost extrasă din subteran, 41% din exploatări la zi şi 22% din aflorimente şi bancuri la zi. Valoarea totală a producţiei extrase a fost de aproximativ 153,3 milioane dolari.

Creşterea indicilor şi micşorarea preţului de cost a fost realizată prin mărirea randamentelor, mărirea timpului productiv şi majorarea producţiei în cariere şi exploatări la zi, unde productivitatea este mai mare decît în minele adînci. Media zilnică a muncitorilor folosiţi a fost de 13 498 (4% mai puţin ca în 1962) lucrîndu-se 216 zile; s-au realizat 2,9 milioane posturi şi o productivitate de 6,27 t/post, ceea ce constituie un nou record.

În anul 1963 au fost 32 de accidente mortale, frecvenţa acestora fiind de 11 la 1 milion posturi, ceea ce înseamnă o creştere de 20% faţă de 1962. Celelalte accidente grave şi uşoare au fost în număr de 1 295, frecvenţa la milionul de posturi fiind de 44,5, ceea ce reprezintă o creştere de 10% faţă de 1962. Pe total accidente (uşoare, grave şi mortale), frecvenţa la 1 milion de posturi a fost de 45,5, marcînd o creştere de 10% faţă de 1962.

Hughes, T. A. şi Hartil, R.: **Utilizarea frecvenţelor radio pentru comunicaţii în subteran.** The Mining Engineer, nr. 2, 1964, p. 267—280.

Încă înainte de anul 1920 s-au făcut încercări, de altfel fără succes, de a utiliza frecvenţele radio ca mijloc de comunicaţie în subteran. Abia însă în 1950 s-a ajuns la convingerea că nu este posibil să se folosească anumite frecvenţe joase pentru transmitere de semnale decît cu condiţia ca să existe un conductor metalic aşezat pe peretele galeriei şi care să servească drept „suport" pentru propagarea undelor. Utilizînd acest fenomen, industria electrotehnică a pus la punct o serie de aparate emiţătoare-receptoare portative, individuale sau plasate lîngă locul mecanicului de locomotivă sau în alte locuri.

Autorii articolului expun cîteva noţiuni elementare pentru înţelegerea schemelor şi modului de funcţionare a acestor aparate, examinînd pe rînd: sistemele de generare a frecvenţelor radio pentru transmisiile în subteran, modularea frecvenţei conductorului, modul cum poate fi folosită această informaţie la locul de recepţie. Se descriu apoi diversele posibilităţi de aplicare a transmisiilor radio în subteran, precum şi construcţiile de aparate existente.

Widegren, G.: **Săparea tunelului-şosea Mont Blanc.** The Mining Engineer nr. 4, 1964, p. 281—293.

Tunelul-şosea Mont Blanc (12,5 km lungime) a fost început în ianuarie 1959 şi a fost terminat în august 1962. Săparea s-a făcut concomitent de către o societate italiană şi una franceză. Scopul lucrării este de a reuni cele trei ţări Franţa — — Italia — Elveţia, printr-o cale sigură şi scurtă; capacitatea tunelului a fost proiectată pentru 300 vehicole pe oră sau 350 000 pe an, transportîndu-se circa un milion de pasageri şi o sută de mii de tone mărfuri.

Rocile traversate au fost: şisturi, argile marmoroase, filite, granite alterate, granite metamorfozate, milonite etc.; metoda de săpare, după roca întîlnită, a fost cea suedeză, sau cu front întreg. Vitezele medii lunare de avansare obţinute au fost de 178,4 m; în 1962 s-a obţinut o viteză medie de 600 m/lună. Profilul este în formă de potcoavă cu 9,36 m la bază şi 9,45 m înălţime (4,0 pentru tunelul înaintaş), susţinerea executîndu-se în beton. Pentru transportul celor 1 milion m^3 material excavat şi circa 170 000 m^3 beton, s-au folosit locomotive electrice de 30 t. Pentru perforare s-a lucrat cu 30—40 perforatoare pe coloană Atlas-Copco, încărcarea efectuîndu-se cu maşini de încărcat. Ventilaţia a fost realizată cu două rînduri de tuburi de 2,1 m şi 2,6 m în diametru, debitul realizat de fiecare staţie fiind de 175 m^3/s. În tot timpul săpării s-au folosit circa 100 oameni pe schimb în tunel revenind 7 tone de utilaje pe om în partea italiană şi 17 tone pe om în partea franceză.

Stassen, V.: **Avansări rapide în abataje în minele de huilă.** Annales des Mines de Belgique, feb. 1964, p. 17—94.

Concentrarea producției este legată de alegerea lungimii fronturilor și de ritmul de avansare, aceste două condiții fiind legate una de alta. Cea mai bună viteză medie de avansare pe mină se consideră 3 m/zi, deși s-au obținut 7—8 m și pentru scurt timp chiar 20 m, ceea ce duce la concluzia că ameliorarea folosirii mijloacelor tehnice este absolut necesară. Se remarcă folosirea pînă la 50% a mașinilor de abataj, pentru majorare fiind nevoie să se amelioreze transportul, prin mărirea vitezei benzilor de transport, a puterii motorului, a debitului; îmbunătățirea metodei de tăiere în abataj prin folosirea mașinilor de tăiat și încărcat în două sensuri, ceea ce le-ar mări randamentul cu 25%. Susținerea mecanizată permite urmărirea ritmului de abataj în strate de diverse grosimi și diverse înclinări. (În Japonia într-un strat de 3,6 m grosime și la un front de 46 m lungime se obțin producții medii zilnice de 1 000 tone).

Trebuie mărită de asemenea viteza la înaintare în galeri prin mijloace mecanizate, capabile să taie roca la orice tărie. Se arată că o mașină Eickhoff taie un făgaș de 1 m într-o rocă de 750 kg/cm², avansînd 12 m/post. Se consideră că faza de mecanizare este depășită fiind în curs trecerea la automatizare; se arată că în Anglia două abataje complet automatizate, comandate de la distanță, funcționează în condiții optime.

*** **Metodă hidraulică de exploatare a cărbunilor aplicată la mina din Vicary Greek.** *Coal Age*, **69**, nr. 4, apr. 1964, p. 94—96 și 99.

Metoda constă în perforarea între două orizonturi a unei găuri pilot de 152,4 mm diametru, la baza treimii superioare a stratului de cărbune, pe înclinare. Se introduce hidromonitorul și se exploatează hidraulic cărbunele la o presiune a apei de 190 at, începînd de la orizontul inferior, în retragere către cel superior. Distanța pe înclinare între orizonturi este de maximum 183 m. La orizontul superior, se lasă neexploatată, provizoriu, o fișie de siguranță de 9,14 m grosime pe înclinare. Distanța pe orizontală între două hidromonitoare alăturate este de 9,14 m. Producția realizată este de 14 100 t/lună pentru un singur hidromonitor. Se dă planul de amenajare a minei pentru aplicarea metodei. Cărbunele exploatat este desecat și sortat pe sită, în subteran separîndu-se fracțiunile sub 0,5 mm de cele grobe.

*** **Exploatarea la zi a cărbunilor într-o regiune muntoasă.** *Coal Age*, **69**, nr. 4, apr. 1964, p. 118—121.

Exploatarea se face în șapte faze de lucru. Inițial, buldozerele deschid drumul doborînd arborii și împingîndu-i în vale, împreună cu roca mobilă. Apoi excavatoarele cu cupă încep descoperirea stratului de cărbune, pornind orizontal de la afloriment pînă ce întîlnesc argila tare. Urmează faza a treia de perforare și împușcare în argilă, cu găuri orizontale de 14,63 m lungime, dispuse la cîte 4,27 m interval și încărcate cu amestec exploziv de azotat de amoniu și motorină. Sterilul împușcat este îndepărtat cu buldozerele. În ultimele trei faze, se continuă descopertarea cu excavatoarele și, alternativ, cu buldozerele. După ce stratul productiv, de 1,83—2,74 m grosime, a fost descoperit pe o fișie de 23—38,1 m, cărbunele este încărcat în autobasculante, folosind o mașină de încărcat cu cupă prevăzută cu dinți. Zonele exploatate sînt nivelate, acoperite cu pămînt pe o grosime de 60 cm și replantate.

Janelid, J.: **Stadiul actual și tendințele de dezvoltare în operațiile de încărcare și transport în mineritul metalifer din Suedia.** Berg-und Hüttennmänische Monatshefte, **109**, nr. 4, apr. 1964, p. 154—161.

În exploatările la zi din Suedia continuă să se folosească, ca și înainte, excavatoarele pentru încărcarea minereului. De curînd se folosește un nou tip de excavator cu cupe, de 0,9 m³, care este indicat pentru spații înguste. De altfel și în subteran se folosește o mașină de încărcat de dimensiuni mici, cu cupa de 120 litri. Pentru încărcarea vagonetelor de mare capacitate, se folosește o mașină de încărcat care are capacitatea teoretică de 1 000 t/schimb. În ce privește transportul la minele unde se folosesc unități de transport mai mari, cum ar fi autocamioane sau vehicule-navetă, transportul fără șine se poate introduce mai ușor. În minele în care rezistența rocilor nu permite săparea de galerii cu profile mari, se folosesc, pentru transportul fără șine, unități de capacitate redusă. Unul din mijloacele de transport cele mai interesante apărute recent, este basculanta, acționată pneumatic, tip Atlas-Copco U3N, de 2 m³ capacitate, cu ajutorul căreia s-a putut mări de două ori productivitatea la rambleiere. Pe galeriile principale se folosește transportul cu locomotivă, în vagoane cu capacitatea de 6 m³ sau 12 t, echipate cu transportoare de golire. În unele mine s-a introdus telecomanda transportorului prin cabluri și prin inducție.

Stahl, R. și Grosskreutz, O. W.: **Consolidarea pereților prin injectarea de rășină sintetică la săparea unui suitor în cărbune.** Glückauf, nr. 19, sept., 1964, p. 1166—1169.

La săparea unui suitor într-un strat de huilă cu înclinare mare și cu puternică tendință de curgere, lucrările de înaintare au putut fi executate datorită unor operații prealabile de consolidare a pereților. Pentru aceasta s-a folosit o rășină sintetică cu întărire la rece care a fost injectată sub presiune mare prin găuri de mină în stratul de cărbune unde s-a întărit reușind astfel să consolideze roca. Operația s-a executat cu un aparat special construit, funcționînd cu aer comprimat, substanța injectată fiind o rășină epoxidică, amestecată în camera de amestec a aparatului cu un solidifiant (versamid). Consolidarea cărbunelui din front s-a făcut în etape, înaintea fiecărui atac, după care se făcea avansarea.

În articol sînt descrise toate aceste operații, precum și rezultatele obținute la acea înaintare. Se așteaptă ca noua metodă să-și găsească și alte domenii de aplicare în subteran.

Kurnosiov, A. M.: **Care trebuie să fie mărimea maximă a depresiunii generale a minei?** Ugol, nr. 10, 1964, p. 1—8.

Se discută problema alegerii schemei raționale și a parametrilor de aeraj a minei, în vederea stabilirii depresiunii generale limită.

Se arată cum s-a ajuns în proiectare la limita de depresiune de 300 mm c.a. și totodată de demonstrează cu aceeași formulă $\left(h_m = \frac{U^2 d\,\mu}{g}\right.$, unde U este viteza periferică a rotorului ventilatorului, m/s; d — greutatea unui m³ de aer care trece prin ventilator; M — randamentul manometric al ventilatorului; g — accelerația gravitațională, m/s), că ținînd cont de tehnica nouă, depresiunea maximă va atinge 587 mm c.a.

Luîndu-se în considerare toți factorii și în primul rînd secțiunile galeriilor, în cazul unei exploatări mecanizate a unui strat de la o adîncime de 800 m, autorul ajunge la concluzia că la mărirea depresiunii generale de la 300 pînă la 450 mm c.a. prețul de cost al unei tone de cărbune se reduce cu 0,2—0,25 ruble, iar investiția specifică în decursul funcționării minei, cu 2,6 — 5,4 ruble. Mărirea depresiunii de la 450 la 600 mm c.a. permite să se obțină economii la cheltuielile de exploatare și de investiții pe tona extrasă mai mici decît pentru intervalul de 300—450 mm c.a.

În analiza făcută se dezbate și problema coeficientului de rezervă (pentru debit de aer de 1,25 sau 1,45), precum și pericolul de focuri subterane.

În concluzie se propune ca la proiectarea unei mine mari, care necesită un mare volum de aer, să se determine soluții mai perfecționate, inclusiv complexul de măsuri de automatizare a controlului și a dirijării aerajului în condițiile criteriilor tehnice optimizate.

Printre propunerile expuse sînt de menționat:

— depresiunea generală optimă și coeficientul de rezervă să se determine în mod special în funcție de condițiile concrete naturale și tehnice ale exploatării;

— condițiile tehnice permit să se obțină o depresiune a unui ventilator de 550—600 mm c.a.;

— coeficientul de rezervă să se stabilească şi în funcţie de exploatare şi schema de aeraj, precum şi de gradul de variaţie a emanaţiei de metan ;

— pentru reducerea cheltuielilor de investiţii şi de exploatare la adîncimi mari să se elaboreze materiale din masă plastică pentru acoperirea susţinerii metalice în vederea reducerii rezistenţei aerodinamice.

Babiaţkii, A.: **Funiculare de haldare în bazinul Doneţ.** Ugol Ukrainî, nr. 10, 1964, p. 27—30 (partea I).

Se face o clasificare a funicularelor de haldare pentru rocile cu tendinţe spre autoaprindere, menţionîndu-se :

— funiculare pendulare cu o singură deschidere a lungimii ;

— funiculare inelare cu două funii portante, în diferite variante de haldare, cu creastă, în formă de sector şi în formă dreptunghiulară.

Se face descrierea acestor tipuri de funiculare aflate în funcţiune la diferite trusturi.

Capacitatea de transport variază :

— la cele pendulare de la 20 la 130 t/h, avînd viteza de mişcare a vagonetelor de 3,6—6,5 m/s la o lungime de 0,5—0,7 km ;

— la cele inelare de la 20 la 200 t/h pentru lungimea funicularului de la 0,8—5 km.

Viteza 0,8—1,6 m/s. Capacitatea de înmagazinare a haldei 3—16 milioane tone.

Pe lîngă unele detalii de construcţie, se insistă asupra mecanizării şi automatizării operaţiilor din procesul de încărcare şi descărcare a cupelor, de transport şi de manevră cu îndeplinirea tuturor condiţiilor de siguranţă.

Se subliniază avantajul cablurilor portante cu diametru mare şi cu întindere ranforsată, iar pentru roţile cărucioarelor se recomandă diametrul mărit de la 200 la 225 mm.

Se dă o atenţie deosebită măsurilor contra îngheţării rocilor în vagonete, ca cele mai bune mijloace indicînd umezirea pereţilor cutiei cu soluţie de sare gemă sau cu clorură de calciu, urmată de presărare cu sare măcinată fin. Prin aceasta se obţine efectul dorit la temperatura de pînă la —25°C.

Se indică soluţii raţionale de mecanizare a operaţiilor de manevră a vagonetelor în staţiile de încărcare şi descărcare cu ajutorul transportoarelor de împingere.

În concluzie se arată că haldarea cu funiculare este mult mai economică decît cea cu auto, preţul de cost fiind pentru funiculare de la 2 la 30 copeici faţă de 22 copeici pînă la 1,2 ruble pe tonă în cazul transportului cu auto.

Se afirmă că funicularele prezintă încă rezerve importante pentru îmbunătăţirea procesului de haldare.

Lukaşev, A. M. şi Kuzneţov, G. C.: **Căile de perfecţionare a gospodăriei miniere şi perspectivele de dezvoltare a fondului minier de la Combinatul Rostovugol.** Ugol Ukrainî, nr. 10, 1964, p. 35—36

Se expune situaţia tehnico-economică a minelor de la Combinatul Rostovugol, constatîndu-se că deşi s-au făcut investiţii importante pentru mecanizarea procesului de exploatare, totuşi nu se observă vreo îmbunătăţire a indicilor de productivitate şi a preţului de cost.

Această defecţiune se explică prin lipsa unei concentrări şi a unei intensificări suficiente a lucrărilor miniere.

Din experienţa mondială se constată că factorul principal care determină concentrarea şi intensificarea lucrărilor miniere este sarcina de producţie pe abataj, pe lucrările principale de transport şi pe mină. Pe baza studiilor făcute s-a stabilit că creşterea sarcinii de producţie cu 1% reduce volumul lucrărilor miniere subterane cu 0,64—0,23%, iar pentru plane înclinate cu 0,54—0,11%.

Acest din urmă indice este mai mult influenţat de creşterea sarcinii de producţie pe abataj decît de creşterea producţiei provenite de mărirea numărului de abataje, iar sarcina de producţie pe abataj depinde de grosimea stratului, lungimea frontului de abataj şi de viteza de înaintare a frontului de abataj.

Totodată, pentru realizarea unor indici tehnico-economici superiori, trebuie să se introducă mecanizarea complexă cu productivitate înaltă a proceselor de producţie din abataje, de la fronturile de pregătire şi de la transport.

Se arată că în perspectiva dezvoltării fondului minier de la Rostovugol este mai raţional să se reconstruiască minele cu posibilităţi de dezvoltare şi să se construiască mine noi, decît să se revină la continuarea construcţiei minelor cu rezerve de cărbune cu condiţii geologico-miniere nesatisfăcătoare.

Gorodnicev, V. M.: **Termenele de construcţie a minelor trebuie să fie reduse.** Sahtnoie stroitelstvo, nr. 9, 1964, p. 1—5.

Se analizează cauzele care împiedică creşterea indicilor tehnico-economici la construcţia minelor noi, deşi în procesul de lucru se foloseşte pe scară largă tehnica nouă. Se arată că termenele de construcţie a minelor au crescut de la 6—7 ani în 1959 la 9—10 ani în 1960. Creşterea adîncimii puţurilor poate să justifice această situaţie, numai în parte, autorul demonstrînd că prelungirea termenelor de construcţie a minelor se datorează unor pierderi de timp, provocate de lipsuri în organizarea proiectării, defecte în executarea lucrărilor de construcţie, lipsuri de planificare şi aprovizionare.

Ca măsură principală de lichidare a pierderilor neproductive de timp se propune executarea lucrărilor după graficul de suprapunere a procesului, de exemplu : săparea puţului şi amenajarea, racordarea puţului cu rampele şi lucrările orizontale, săparea puţului cu construcţia simultană a turnurilor şi montarea maşinilor definitive de extracţie etc.

*** **Turn de extracţie cu buncăre pentru minele de mineruri** (Expoziţia realizărilor economiei naţionale din U.R.S.S.). Sahtnoie stroitelstvo, nr. 10, 1964.

Turnul de extracţie este destinat pentru maşini de extracţie multicablu, fiind totodată combinat cu buncăre pentru depozitarea producţiei dintr-un schimb şi pentru încărcarea şi livrarea producţiei. În acelaşi turn se află amenajările pentru instalaţiile de aeraj, electromecanice şi sectorul de dispeceri.

Construcţia prezentată a turnului combinat permite extracţia de la adîncimi mari, micşorează suprafaţa incintei minei, reduce volumul construcţiilor de la suprafaţa minei cu 50%, reduce greutatea maşinilor de extracţie cu 60—75%, exclude posibilitatea avariilor din cauza ruperii cablului de extracţie.

Se dau date caracteristice printre care sînt de menţionat :

— suprafaţa construită, 760 m² ;

— suprafaţa desfăşurată, 5 900 m² ;

— capacitatea fiecărui buncăr (două bucăţi), 3 738 t ;

— capacitatea fiecărui schip (două bucăţi), 17 t ;

— capacitatea de transport a maşinii de extracţie cu colivie, 8 t/cursă.

Silman, E. L., Novikov, N. V. şi Bardanov, B. P.: **Săparea puţurilor verticale cu ajutorul găurilor de explodare adînci.** Sahtnoie stroitelstvo, nr. 9, 1964, p. 26—27.

Se expune o metodă nouă de săpare a puţurilor cu ajutorul găurilor de explodare adînci, care a permis să mărească eficienţa ciclului de forare-împuşcare, să reducă timpul pentru operaţiile ajutătoare şi să scadă preţul de cost al săpării.

La această metodă se foloseşte troliul UBS—2, făcîndu-se găuri de sondă cu diametrul de 105 mm şi adîncime de 10—15 m. După terminarea forării, găurile se astupă pe rînd cu nisip. Pentru efectuarea explodării, găurile se curăţă de nisip pe adîncimea unui pas de 2 m, se încarcă şi se împuşcă cu amonită nr. 1, cu microîntîrziere de 25 şi 50 ms. Coeficientul de utilizare a găurilor a fost egal cu 1.

Din tabela datelor comparative ale împuşcării cu găuri obişnuite (2,5 m) şi cu găuri de sondă adînci, rezultă că procedeul propus şi experimentat are o serie de avantaje. Astfel, viteza de săpare creşte de 1,5 ori faţă de metoda obişnuită, iar pe de altă parte, numărul de găuri pe ciclu se reduce, coeficientul de utilizare a găurii creşte de la 0,75 la 1 şi numărul de mineri de la perforare se reduce de la 4 la 2.

PREPARARE

Blanc, E. C.: **Posibilităţi de alimentare directă a minereului în concasoarele pentru sfărîmarea primară.** Equipement mecanique, nr. 39, apr. 1964, p. 29—32.

Numai concasoarele cu fălci şi cele rotative pot fi alimentate direct din vagon sau autocamion. Concasoarele cu cilindri dinţaţi sau cele cu percuţie (cu ciocane articulate sau cu elemente percutante rigide) nu se pretează la acest mod de alimentare, capacitatea lor de antrenare fiind mult mai mare decît cea de sfărîmare. Se examinează condiţiile de alimentare ale concasoarelor cu fălci şi cele rotative şi împrejurările în care, la alimentarea directă, există riscul ca aceste concasoare să se „înece". Aceste riscuri sînt mai mari dacă vagoanele sau camioanele cu care se alimentează au volum prea mare în raport cu capacitatea utilă a concasorului, sau dacă blocurile de minereu sînt prea mari. În orice caz, concasoarele rotative au o capacitate de recepţie cu circa 25% mai mare decît cele cu fălci. Alimentarea directă nu este totdeauna posibilă, însă în cazul cînd se poate aplica, simplicitatea ei şi economiile realizate la aplicare sînt importante.

Llewellyn, R. L.: **Desecarea prin centrifugare a concentratelor şi a sterilului în flotaţia de cărbuni de la Stotesbury.** Coal Age, **69**, nr. 4, apr. 1964, p. 88—91.

Centrifugele cu cuvă masivă folosite au două elemente rotative concentrice. Elementul dinspre exterior este constituit dintr-o cuvă al cărei profil se stabileşte în funcţie de caracteristicile amestecului solid-lichid care urmează să fie supus separării. În toate cazurile, cuva este astfel proiectată, încît să nu fie posibilă evacuarea lichidului separat pe la extremitatea cuvei pe la care se va elimina solidul. Elementul rotativ dinspre axa centrifugii este un transportor elicoidal, care în mod obişnuit urmează conturul feţei interioare a cuvei. Ambele elemente se rotesc independent unul de altul, în acelaşi sens, dar cu viteze puţin diferite. Diferenţa de viteză se obţine printr-un tren de angrenaje montate la extremitatea cuvei care transmit comanda de rotaţie la elementul transportor elicoidal. Întreg sistemul rotativ este cuprins într-o carcasă fixă, prevăzută cu compartimente separate, pentru solid şi pentru lichid. Separarea se produce prin sedimentare centrifugală. Acceleraţia de centrifugare este pentru cărbune de 1 000 g, iar pentru alte solide mai grele, pînă la 3 000 g. Se pot trata amestecuri cu solide de 12,7 mm ... 0,5 ... microni, îngroşate sau diluate cu un consum redus de energie. Se dau indicaţii asupra utilizării acestor centrifuge în uzina de flotaţie menţionată.

Steiner, H. J.: **Cercetări asupra flotaţiei selective a magnezitei şi dolomitei.** Erzmetall, nr. 9, 1964, p. 461—466.

Pentru a se studia posibilităţile flotaţiei selective s-au întreprins o serie de cercetări cu un amestec artificial de magnezită şi dolomită, respectiv de calcită. Rezultatele obţinute în acest fel au fost apoi confirmate, folosindu-se ca materie primă mineralele în stare naturală. În încercările făcute s-au folosit colectori anionici şi cationici avînd un efect selectiv, precum şi un colector neselectiv combinat cu un agent depresiv cu acţiune selectivă.

Utilizîndu-se sulfatul de amoniu-lauric, ca agent colector, s-a urmărit să se determine : influenţa conţinutului în fier a magnezitei, variaţia condiţiilor de flotaţie, efectele unei spălări ulterioare, precum şi clarificarea unor probleme legate de influenţa concasării asupra calităţii concentratelor.

Pentru ilustrarea rezultatelor cercetărilor efectuate se dau mai multe exemple care arată că s-au putut obţine, cu metodele de flotaţie selectivă folosite, concentrate de magnezită cu un conţinut de CaO mai mic de 4% (raportat la sinter).

Cordes, H., Isenhardt, F. şi Salzmann, G.: **Cercetări asupra celulelor de flotaţie.** Erzmetall, nr. 9, 1964, p. 487—491.

Procesul de flotaţie are loc astăzi aproape exclusiv în celule cu agitaţie deşi în trecut s-au folosit pe scară largă instalaţii fără agitatori, unde procesul de flotare se realiza cu ajutorul aerului comprimat. Deşi astfel de instalaţii, ca de exemplu celula Callow, celula Mac Intosh, celula Ekof şi altele, au dat rezultate pe deplin mulţumitoare, ele au fost totuşi aproape în întregime înlocuite cu instalaţii prevăzute cu agitatoare.

Autorii şi-au propus să studieze dacă celula cu agitaţie reprezintă într-adevăr o soluţie optimă tehnică şi economică pentru realizarea procesului de flotare a minereurilor.

În articol se dau mai întîi rezultatele măsurătorilor asupra consumului de energie a agitatorilor în celulele de flotaţie, precum şi asupra cantităţii de aer aspirat şi insuflat în tulbureală. Se arată apoi că în scopul de a se realiza o amestecare rapidă şi intensivă a bulelor de aer, a fost pusă la punct o celulă de flotaţie fără agitator, care a fost experimentată cu rezultate foarte bune pentru galenă, blendă şi cărbuni. În ceea ce priveşte celulele clasice cu agitaţie, acestea au fost perfecţionate prin anumite îmbunătăţiri aduse agitatorilor, menţionîndu-se printre altele introducerea în procesul de flotaţie a unui agitator executînd o mişcare de nutaţie, agitator care a dat rezultate foarte bune.

AUTOMATIZARE

Iarema, V. D. şi Podceasov, A. N.: **Complexe tehnologice automate la suprafaţa minelor în construcţie.** Sahtnoie stroitelstvo, nr. 10, 1964, p. 24—25.

Se prezintă două scheme de complexe tehnologice automatizate pentru schimbul de vagonete la suprafaţa minelor în construcţie.

Schema de la mina Tentekskaia nr. 3 prevede transportul vagonetului plin cu capacitate de 3 tone ieşit din puţ, cu ajutorul unui troliu LP—5 pe o estacadă unde se descarcă prin intermediul unui buncăr într-o autobasculantă.

Tot fluxul tehnologic este automatizat fiind dirijat de la pupitru de comandă, obţinîndu-se economii importante de salarii prin reducerea numărului de manipulanţi cu nouă muncitori, iar a duratei de circulaţie cu 20%.

Paralel cu aceasta se expune şi o schemă privind manevrarea automatizată a fluxului de descărcare a vagonetului cu capacitate de 1 tonă şi de intrarea lui în puţ de la mina Ciurubai — Nurinskaia.

Se dă schema mişcării vagonetului plin scos din puţ, transportul lui cu un cărucior transbordor pînă la răsturnător, de unde, tot prin aceleaşi mijloace, vagonetul gol ajunge la puţ scoţînd din colivie vagonetul plin.

Tot fluxul manevrării vagoanelor este automatizat, obţinîndu-se, de asemenea, economii importante şi o reducere a duratei fluxului de manevră de la suprafaţa minei cu 15%.

Folosirea complexelor tehnologice descrise a simplificat procesul de schimb al vagonetelor şi a ridicat capacitatea puţului de extracţie cu 30—40%.

Wild, K.: **Automatizarea în subteran la mina Meggen (R.F.G.).** Erzmetall, nr. 5, 1964, p. 238—246.

După explicarea noţiunii de automatizare şi a caracteristicilor ei, autorul prezintă exemple de automatizare specifice minerităului, aplicate în subteran la mina de barită Meggen, privind evacuarea apelor, transportul cu screper, aerajul principal, golirea chiblelor la puţurile în săpare, circuitul de vagonete şi golirea lor prin culbutor.

Se descrie construcţia şi modul de funcţionare a instalaţiilor automatizate, indicîndu-se costul lor şi economiile realizate.

I. *Evacuarea automată a apelor*

Cantitatea apelor de evacuat variază, în funcţie de anotimpuri, între 3 500 şi 6 500 m^3/zi, cu vîrfuri, pînă la 8 000 m^3/zi, conţinutul apei în părţi solide fiind de 60—100 g/l. Valoarea *pH*-ului este de 3—3,5 şi uneori şi mai mică, astfel că pompele şi ventilele lor trebuie executate din aliaj de fontă cu 30% Cr, iar indicatorii de nivel şi conductele de aspiraţie şi de refulare — din masă plastică sau din cauciuc.

Instalaţia de evacuare cuprinde în total şase pompe centrifugale în funcţiune, cu debit de cîte 2—5 m^3 pe minut, care evacuează apele de la patru orizonturi diferite, refulîndu-le la înălţimi de 60—290 m.

Elementele cele mai importante din care se compune automatizarea sînt :

a) dispozitivul de control al nivelului de apă, cuprinzînd, centralizate într-un singur agregat, aparatele de comandă şi de alarmă, precum şi cele de măsurare de la distanţă ;

b) dispozitivul pentru evacuarea aerului din pompe şi umplerea lor cu apă, înainte de pornire ;

c) complexul aparatelor de control de la suprafaţă, cuprinzînd aparatele pentru indicarea nivelului de apă şi contoarele de înregistrare a consumului de curent electric, debitmetrele pompelor, diferite panouri luminate, pentru indicarea stării de funcţionare a instalaţiei de pompare, semnalizatorul de avarii, precum şi instalaţia de alarmă.

Costul întregii instalaţii de automatizare, în valoare de 82 000 DM, s-a amortizat în decurs de un an.

II. *Automatizarea transportului cu screper la exploatarea în subteran*

Zăcămîntul se prezintă în formă de sinclinal şi are o grosime de 3—5 m, exploatarea făcîndu-se în retragere prin surpare, după metoda cu camere şi stîlpi. Screperul automatizat, acţionat electric de 30 kW şi montat în galeria principală săpată pe fundul sinclinalului, transportă pe o distanţă de 45 m la un rostogol principal, minereul adus de alte trei screpere electrice secundare, neautomatizate, din abatajele situate la cele două aripi ale sinclinalului.

Rezervele cîmpului de abataj, corespunzătoare unei poziţii a screperului automatizat, sînt de 60 000 t, după epuizarea cărora acesta se mută la un alt cîmp de aceeaşi mărime.

Automatizarea screperului principal reclamă o investiţie în valoare de 2 200 DM, economie anuală, lucrînd în 2 schimburi pe zi, fiind circa de 20 000 DM.

III. *Automatizarea funcţionării ventilatorului principal*

Această automatizare se limitează la schimbarea numărului de turaţii ale motorului de acţionare, potrivit necesităţilor de aer ale minei. Aceste necesităţi diferă în diversele perioade ale zilei, ele fiind cele mai mari la sfîrşitul schimbului, în scopul evacuării rapide a gazelor rezultate la puşcare şi cele mai mici în schimbul de noapte, precum şi în zilele de repaus.

În vederea automatizării reglării turaţiei, ventilatorul este prevăzut cu două motoare de acţionare (principal şi auxiliar) şi cu un transformator variabil. Reglarea turaţiei motorului principal, deci şi a ventilatorului, se efectuează cu ajutorul transformatorului.

Turaţia maximă a motorului principal este de 1 000 rot/min, iar cea inferioară, de 300 rot/min, debitele şi depresiunile corespunzătoare ale ventilatorului fiind de 5 000 m³/min la 252 mm c.a., respectiv de 2 000 m³/min la 40 mm c.a. Puterea de acţionare necesară fiind proporţională cu numărul rotaţiilor, deci cu debitul de aer al ventilatorului, aceasta se cifrează la 285 kW în cazul debitului maxim şi de numai 16 kW pentru cel minim, randamentul ventilatorului, la toate turaţiile, rămînînd constant la 82,5 %.

La motorul auxiliar de 38 kW se recurge în schimburile de noapte şi în zilele de repaos, debitul ventilatorului acţionat cu acest motor fiind de 2 500 m³/min.

Instalaţia de automatizare cuprinde : reglarea turaţiei motorului principal prin ceasornice de comandă, precum şi (tot prin ceasornice de comandă) pornirea şi oprirea celor două motoare la orele în prealabil stabilite.

Valoarea investiţiei este de 12 000 DM, faţă de 42 000 DM economii realizabile pe an, din care 28 000 DM — valoarea curentului electric şi 14 000 DM — salariile.

IV. *Automatizarea golirii chiblelor la puţurile în adîncime*

Scopul instalaţiei este economisirea deservirii la golirea chiblelor, precum şi mărirea securităţii minerilor de la fundul puţului. Aceasta se realizează prin cuplarea circuitelor electrice ale dispozitivului de golire şi ale uşilor de siguranţă de la rampa de bază a puţului, cu circuitul electric de siguranţă al maşinii de extracţie în aşa fel că :

a) chiblele nu pot fi golite în cazul cînd uşile de siguranţă sînt deschise ;

b) maşina de extracţie se opreşte dacă, în cazul chiblelor în ascensiune, uşile de siguranţă nu se deschid în momentul stabilit ;

c) uşile de siguranţă nu pot fi deschise, dacă instalaţia de golire, situată în exteriorul compartimentului de extracţie al puţului, îşi schimbă eventual poziţia sa iniţială de repaos.

Chiblele se golesc prin culbutare. Instalaţia de automatizare, situată deasupra uşilor de siguranţă ale rampei de bază, se compune din :

— un vas de culbutare în care se aşază chibla şi care cu ajutorul unui vagonet de mină poate fi deplasat la compartimentul de extracţie al puţului ;

— un siloz amplasat lîngă compartimentul de extracţie, deasupra căruia se deplasează vasul de culbutare cu chibla, în vederea golirii acesteia ;

— calea ferată între compartimentul de extracţie şi siloz, pentru deplasarea vasului de culbutare ;

— dispozitive şi aparate de comandă pentru executarea diferitelor operaţii, privind împingerea, întoarcerea şi culbutarea vasului cu chibla.

La suprafaţă este amplasată masa de comandă şi de control, deservite de către mecanicul maşinii de extracţie.

Această instalaţie a fost folosită cu rezultate bune în decurs de 5 ani (1958—1963) la adîncirea unui puţ de aeraj de 4,7 m ∅ util, economisindu-se zilnic 2,65 posturi de cuplări, cu un salariu anual de 30 000 DM, valoarea investiţiei fiind de circa 10 300 DM.

V. *Descărcarea automată a unui siloz*

Elementele principale ale instalaţiei sînt : jgheabul de descărcare a silozului prevăzut cu dispozitiv de închidere cu lanţ, un opritor de vagonete acţionat pneumatic, amplasat sub gura de încărcare a silozului şi un dispozitiv pentru tracţiunea cu lanţ fără sfîrşit a vagonetelor spre siloz, acţionat de un motor electric cu cuplaj de comandă specială. Toate aceste elemente se comandă electropneumatic, cu ajutorul unor bariere de lumină şi electrozi de manipulare.

Instalaţia se decuplează automat, dacă încărcarea unui vagonet depăşeşte durata de 10 secunde sau dacă nu există vagonet sub jgheabul de descărcare a silozului.

Costul acestei instalaţii de automatizare se ridică la circa 13 300 DM, economia realizată anual fiind de 11 000 DM.

VI. *Circuitul automatizat de vagonete*

Pe lîngă instalaţiile indicate, la mina Meggen se proiectează şi automatizarea unui circuit nou de vagonete al puţului, inclusiv culbutorul rotativ pentru golirea acestora.

Capacitatea puţului, cu colivii bietajate de patru vagonete, este de 400 tone pe oră, cea a vagonetelor fiind de 1,7 t.

Proiectul prevede dirijarea vagonetelor extrase prin puţ la o instalaţie de transport cu lanţ, cu ajutorul căreia ele se garează între puţ şi culbutor. La capătul acestei instalaţii vagonetele se opresc, pînă la eliberarea lor de către instalaţia automată de culbutare (cu o capacitate de 180 vagonete pe oră), care este prevăzută să golească deodată două vagonete.

Prin automatizare, diferitele operaţii de transport, de încărcarea coliviilor, de culbutare, precum şi de golire a vagonetelor, inclusiv cîntărirea acestora, se comandă electric, deservirea întregului circuit fiind redusă la un singur om la cîntar, care, pe fişa acestuia, imprimă numărul locurilor de muncă de unde provin vagonetele, supraveghind totodată funcţionarea culbutorului.

Costul automatizării nu este încă precis stabilit. Economia realizabilă se evaluează la 24 000 DM pe an, prin care se va acoperi în mai puţin de un an valoarea investiţiei respective.

La sfîrşitul articolului se arată că instalaţiile de automatizare descrise funcţionează deja de mai mulţi ani şi dau rezultate foarte bune. Pentru viitor se prevede deci extinderea automatizării şi asupra altor procese de muncă specifice mineritului, ea fiind însă justificată numai în cazul economisirii forţelor de muncă în vederea creşterii productivităţii, deci a reducerii preţului de cost, sau în cazul lipsei forţelor de muncă necesare.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS OSZTÁLY 1883

TEHNICA SECURITĂȚII

Dittrich, R.: **Tehnica forajului în ajutorul operațiilor de salvare minieră.** Schlägel und Eisen, nr. 2, 1964, p. 81—93.

În articol sînt descrise pe scurt condițiile în care s-au produs cîteva din catastrofele miniere din ultimii ani și în care tehnica forajului, aplicată ca măsură de salvare, s-a dovedit de o eficacitate necontestată și cu rezultate spectaculoase.

Se arată cum s-au desfășurat operațiile de foraj de salvare de la suprafață, scoțînd în relief scopul exact urmărit în fiecare caz în parte și arătînd peripețiile execuției, dificultățile întîlnite pe parcurs, precum și succesul obținut în cele din urmă în salvarea oamenilor.

În lumina rezultatelor obținute și a experienței cîștigate se dau în concluzie o serie de indicații și sugestii.

*** **Lampa detectoare de gaze M_2.** Colliery Guardian Vol. 207, nr. 5345, 1963, p. 389.

Firma engleză Thomas Williams Ltd., din Aberdare a pus în fabricație lămpi de benzină detectoare de metan la care s-au adus îmbunătățiri care caracterizează detectorul M_2 și anume: un mecanism cu magnetou pentru aprindere, carcasat în lampă; o carcasă dublă care permite alimentarea eficientă prin partea de sus a lămpii.

Cu aceste îmbunătățiri se face posibilă prelevarea de probe de aer din tavanul lucrărilor, deoarece lampa se alimentează pe sus; cu o mică modificare, se poate adopta un tub pentru luarea probelor din cavitățile din tavan. Datorită pereților dubli ai carcasei, temperatura la exterior este foarte mică. Lampa poate fi alimentată și cu ulei de parafină sau cu alcool.

Otto, G.: **Echipament de televiziune portativ antigrizutos pentru controlul găurilor de sondaj de diametru mic.** Annales des Mines de Belgique, feb., 1964, p. 325—329.

Examenul găurilor de sondaj prin televiziune este interesant în diferite cazuri în care cunoașterea condițiilor de zăcămînt este utilă. Acest sistem este preferabil carotajului, datorită faptului că nu implică riscul pierderilor de carote. Aparatajul este compus dintr-un dispozitiv care realizează „priza de vedere", și care este plasat în gaura de sondă, legat la un cablu de oțel de 100 m care permite observarea de la distanță. Televizorul cîntărește 150 kg și permite observarea a trei găuri distanțate fiecare la 100 m.

Un gaz inert (azot) este introdus în carcasa aparatului (receptor, cablu și sondă). Cînd presiunea acestuia ajunge la 0,1 kg/cm², un întrerupător scoate aparatul de sub tensiune. Iluminatul în gaura sondei se realizează cu 2 lămpi de 2 W. Cînd temperatura depășește 68°, un dispozitiv scoate aparatul de sub tensiune.

Se arată că utilizarea aparatului este deosebit de prețioasă, în special în ceea ce privește eliminarea carotajului și în urmărirea mișcărilor de teren și a degajărilor de metan, aparatul făcînd posibilă sesizarea apariției unor fisuri de la 0,1 la 10 mm prin care se degajă metanul.

Degueldre, G. și Vanstraeler, M.: **Lupta contra prafului în minele carbonifere belgiene.** Revue de l'institut d'hygiène des mines. Vol. 18, nr. 4. p. 227.

Autorul descrie situația din 1963 din minele belgiene în ceea ce privește măsurile de combatere a prafului în minele de cărbuni. Se arată că la lucrările de pregătire 94,5% din mine sînt echipate cu mașini prevăzute cu dispozitive antipraf și 88,5% folosesc stropirea materialului excavat. În ce privește abatajele, 60% din acestea folosesc combinat două dintre următoarele procedee: stropirea frontului, havajul umed, pulverizarea apei cu injectoare, injecția apei în strat; 20% folosesc stropirea în punctele de încărcare, combinată cu captarea prafului prin aspirare; 10% din abataje nu folosesc nici o metodă și 10% sînt socotite neprăfoase. În concluzie se arată că injecția apei în strat se folosește la un număr de abataje care reprezintă 43,7% din producție, fiind metoda cel mai frecvent utilizată.

*** **Activitatea centralelor de salvare minieră** (Raport pe 1963 al Centrului național belgian de coordonare). Annales des Mines de Belgique, mai 1964, p. 588—595.

Se analizează problemele de salvare minieră care privesc formarea și antrenarea salvatorilor, îmbunătățirea materialului și echipamentului centralelor de salvare, etc.

În ceea ce privește toxicitatea, s-a pus la dispoziția centralelor diagrame pentru cunoașterea timpului de lucru fără risc în atmosferă de CO_2, în funcție de concentrație. Se analizează aparatele de protecție integrală care pot fi utilizate chiar cînd conținutul de oxigen al aerului este insuficient, anunțîndu-se existența aparatului Fenzy 63 și a aparatelor de lucru cu protecție contra oxidului de carbon, care permit lucrul în atmosferă cu pînă la 0,5% CO și peste 17—18% oxigen. Se arată că salvatorii au toți aparate de determinare rapidă a tuturor componenților aerului de mină, astfel: pentru CH_4 aparate Riken — Keiki, Zeiss sau Verneuil; pentru CO și CO_2 tuburi colorimetrice; pentru O_2, aparate Fyrite O_2. Aceste aparate au suficientă precizie, timpul de determinare fiind de 5—6 minute. Pentru exerciții se realizează situațiile exacte ale unei intervenții, în săli speciale, atmosfera de fum realizîndu-se cu pudră fumigenă de colophan, clorură de amoniu și clorat de potasiu (netoxic) sau deșeuri de lemn (toxic). Pentru construcția rapidă a barajelor se folosesc saci de nisip sau, mai nou, se transportă pneumatic ipsos, care, amestecat într-un dispozitiv ingenios cu apă, este proiectat pe un panou, solidificîndu-se rapid. Sistemul are avantajul unei bune rezistențe și a unei mari etanșeități. Se folosesc măști etanșe cu posibilitatea de a se efectua convorbiri telefonice. În ceea ce privește aparatele de salvare (cu circuit închis), s-a omologat un nou tip BG — 174 în greutate de 12,3 kg prevăzut pentru o durată de utilizare de 4 ore, la un debit constant de 1,5 l/min. În ce privește organizarea, directorul Centrului național de coordonare al Centrului de salvare minieră este președinte de drept al secției „Salvare" din Consiliul superior al securității miniere.

„Revista Minelor", organ al Ministerului Minelor și Energiei Electrice și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. (CNIT). Redacția: București, Strada Sfîntul Ion Nou nr. 33, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon 21.26.03. Administrația: „IPROMIN" București, Calea Victoriei nr. 109, Raionul 30 Decembrie. Telefon 13.26.45. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament: „IPROMIN" — Publicațiile Tehnice M.M.E.E., cont 04002014 B. I. Filiala București. Tarif pentru întreprinderi lei 100 anual. Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri lei 30 anual. Prețul unui exemplar lei 5. Tiparul: Întreprinderea Poligrafică „INFORMAȚIA", București c. 5159.

Taxele poștale plătite în numerar, conform aprobării D.G.P.Tc. nr. 560/424/1965

43 413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 2 FEBRUARIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Ковач Ст., Хириан К. и Попеску Ал.: *Исследование физико-механических свойств горных пород на шахте Кузап I для установления способа управления горным давлением.*

Излагаются результаты исследований физико-механических свойств горных пород, произведенных на одной из шахт угольного треста „Ардялул" для установления способа управления горным давлением.

Храпунова Алла, Попа Э. и Панделеску И. *Снижение содержания железа в цинковых концентратах.*

Для улучшения качества товарной продукции, в горноисследовательском институте ИЧЕМИН, изучались возможности снижения содержания железа в цинковых концентратах, получаемых на обогатительных фабриках. В статье приводятся некоторые из полученных результатов.

Миндели Г. В. и Суля С. *К вопросу применения в шахтной электросети защитной аппаратуры с заземлением нулевого провода посредством индуктивного сопротивления.*

Предлагается решение для использования в шахтной электросети с хорошим результатом современной защитной аппаратуры постоянного тока с заземлением нулевого провода при помощи индуктивного сопротивления.

Руссу Т. и Воронка Ал. *Влияние геофизического кароттажа разведочных скважин на оценку запасов угля в бассейне Валя Жиулуй.*

Применение геофизического кароттажа при разведочном бурении в угольном бассейне Валя Жиулуй позволяет производить более точные подсчеты запасов угля по сравнению с подсчетами на основе обычного кернового бурения.

ЗАМЕТКИ

Фивег М. П. *Месторождения калийных солей СССР (II).*

Матей И. *Аналитическое определение количества воздуха движущегося в шахте под действием тепловой депрессии.*

ИНФОРМАЦИИ

Симпозиум в Лейпциге (21—23 мая 1964 г.)

НОВОСТИ ГОРНОЙ ТЕХНИКИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Covaci, Şt., Hirian, C. und Popescu, Şt.: *Untersuchung der pysikalisch-mechanischen Eigenschaften des Gebirges in der Grube Cuzap I, zwecks Bestimmung des für die planmässige Lenkung des Gebirgsdruckes anzuwendenden Verfahrens.*

Der Aufsatz enthält Forschungsergebnisse bezüglich der physikalisch-mechanischen Eigenschaften des Gebirges in einer der Gruben des Bergbautrustes Ardealul, zwecks Bestimmung des für planmässige Lenkung des Gebirgsdruckes anzuwendenden Verfahrens.

Hrapunova Ala, Popa, E. und Pandelescu, I.: *Die Verminderung des Eisengehaltes der Zinkkonzentrate.*

Zwecks Verbesserung der Qualität der Bergbauerzeugnisse, wurde seitens des Forschungsinstitutes ICEMIN die Möglichkeit der Verminderung des Eisengehaltes der Zn-Flotationskonszentrate untersucht. Im Aufsatz werden einige diesbezügliche Versuchsergebnisse mitgeteilt.

Mindeli, G. M. und Sulea, S.: *Probleme der Verwendung von Schutzeinrichtungen im elektrischen Grubennetz, bei durch Induktivität geerdetem Nullleiter.*

Die Verfasser beschreiben wie die neuzeitlichen Schutzvorrichtungen (für Gleichstrom) unter guten Bedingungen, bei durch Induktivität geerdetem Nullleiter verwendet werden können.

Russu, T. und Voronca, Al.: *Durch geophysikalische Kernbohrungen festgestellte zusätzliche Kohlenvorräte des Jiutaler Beckens.*

Die Verfasser beschreiben auf welche Weise durch die in den Schürfbohrungen des Jiutaler Kohlenbeckens erfolgten geophysikalischen Messungen genauere Daten bezüglich der vorhandenen Kohlenvorräte erzielt werden konnten.

NOTIZEN :

Fiweg, M. P.: *Die Kalisalzlagerstätten der Sowjetunion (II).*

Matei, I.: *Analytische Bestimmung der sich in der Grube, infolge der termischen Depression bewegenden Wettermengen.*

INFORMATIONEN :

Das Leipziger Symposion vom 21—23 Mai 1964.

TECHNISCHE NEUHEITEN.

NACHRICHTEN AUS ALLER WELT

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Covaci, Şt., Hirian, C. et Popescu, Al: *L'étude des propriétés physiques et mécaniques des roches à la mine Cuzap I en considération d'établir la méthode de diriger la pression minière.*

L'article traite des recherches concernant les caractéristiques physiques et mécaniques des roches à une des mines du Trust „Ardealul", en vue d'établir une juste méthode de diriger la pression des roches encaissantes.

Hrapunova Ala, Popa, E. et Pandelescu, I.: *Réduction de la teneur en fer des concentrés zincifères.*

Poursuivant l'amélioration qualitative des produits, à l'Institut de recherches minières (ICEMIN) on a entrepris d'étudier les possibilités de réduire la teneur en fer des concentrés de zinc produits dans les installations de flottation. L'article présente quelques résultats des recherches effectuées dans cette direction.

Mindeli, G. M. et Sulea, S.: *Problèmes concernant l'utilisation de l'appareillage de protection dans les réseaux électriques miniers avec fil neutre mis à la terre par une inductance.*

Dans cet article sont indiquées les solutions appliquées afin de pouvoir utiliser dans de bonnes conditions l'appareillage moderne de protection (en courent continu) dans les réseaux électriques des mines avec fil neutre mis à la terre par une inductance.

Russu, T. et Voronca, Al.: *Réserves supplémentaires déterminées par application du carottage géophysique aux sondes de recherches forées dans le bassin charbonnier de Valea Jiului.*

On indique comment, par des mesurages géophysiques aux sondes de recherche forées dans le bassin charbonnier de Valea Jiului, on a pu acquérir des données plus précises sur les réserves de charbon, comparativement au carottage mécanique.

NOTES

Fiweg, M. P.: *Les gisements de potasse en Union Soviétique (II).*

Matei, I.: *Détermination analytique des volumes d'air se deplaçant dans une mine sous l'action de la dépression thermique.*

INFORMATIONS

Symposion de Leipzig (du 21 au 23 mai 1964).

NOUVEAUTÉS TECHNIQUES

ÉCHOS DE PAR LE MONDE

DOCUMENTATION

CONTENTS

Covaci, Şt., Hirian, C. and Popescu, Al: *Study of the physical-mechanical characteristics of the rocks of the Cuzap I mine, in view of the determination of the method for directing mine pressure.*

The article describes the researches concerning the physical and mechanical characteristics of the rocks of one of the mines, belonging to the Mining Trust Ardealul, in order to establish the method for directing the pressure of the surrounding rocks.

Hrapunova Ala, Popa, E. and Pandelescu I.: *The reduction of the iron content in zinc concentrates.*

Following the leading line of the Institute for Mining Research (ICEMIN), concerning the qualitative improvement of mining products, the possibilities to reduce the iron content in zinc concentrates, obtained in the dressing plants, have been examined. Some results of the researches are set forth.

Mindeli, G. M. and Sulea, S.: *Problems of the introduction of protection devices in the electrical network of mines, with the neutral earthed through an inductance.*

The article points out the method to utilize in proper conditions, modern protection devices (in direct current), in the electrical networks of mines, with the neutral earthed through an inductance.

Russu, T. and Voronca, Al.: *Supplementary coal reserves obtained by the geophysical logging of the bore holes, drilled in the Jiu Valley coal basin.*

The article describes, how, through the geophysical measurements carried out in the bore holes of the Jiu Valley coal basin, data of higher precision were obtained, than those resulted by mechanical coring.

NOTES

Fiweg, M. P.: *Potassium deposits of the U.S.S.R. (II)*

Matei, I.: *The analytical determination of the quantity of air, shifting in the mine, under the influence of thermal depression.*

INFORMATIONS

TECHNICAL NEWS

WORLD NEWS

DOCUMENTATION

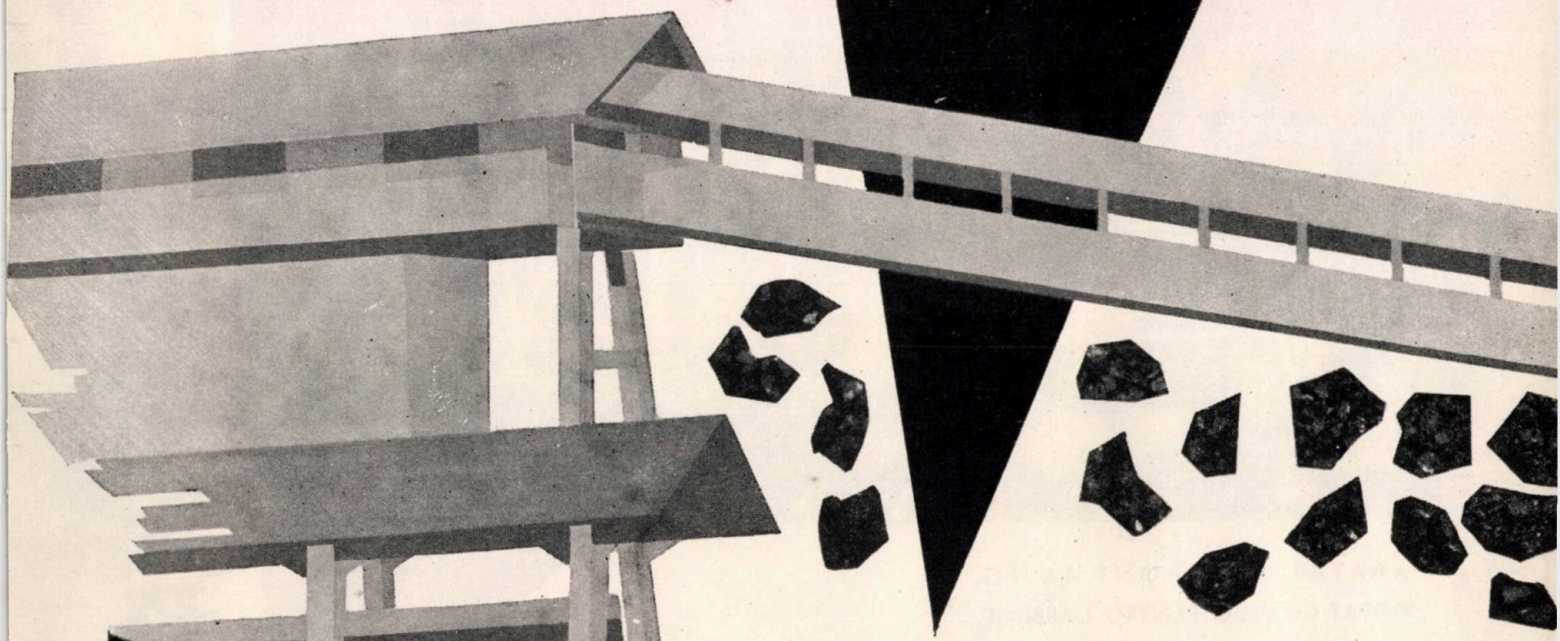
MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1963

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ

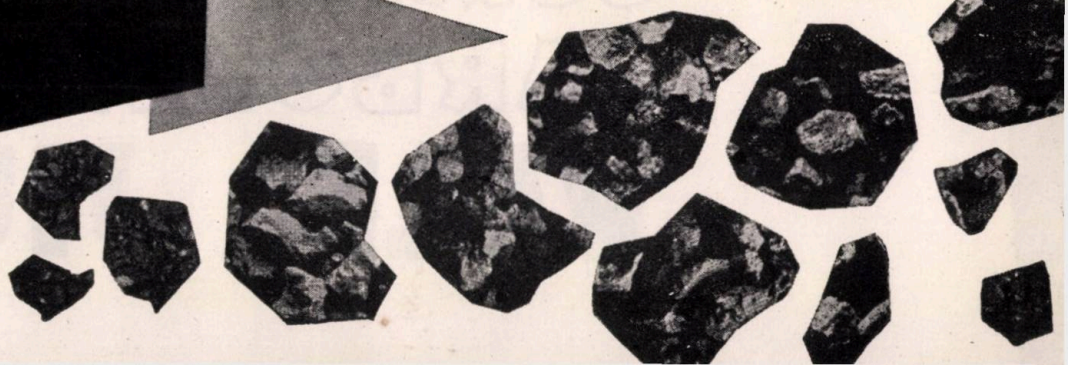
ȚEBEA

COMUNA BAIA DE CRIȘ

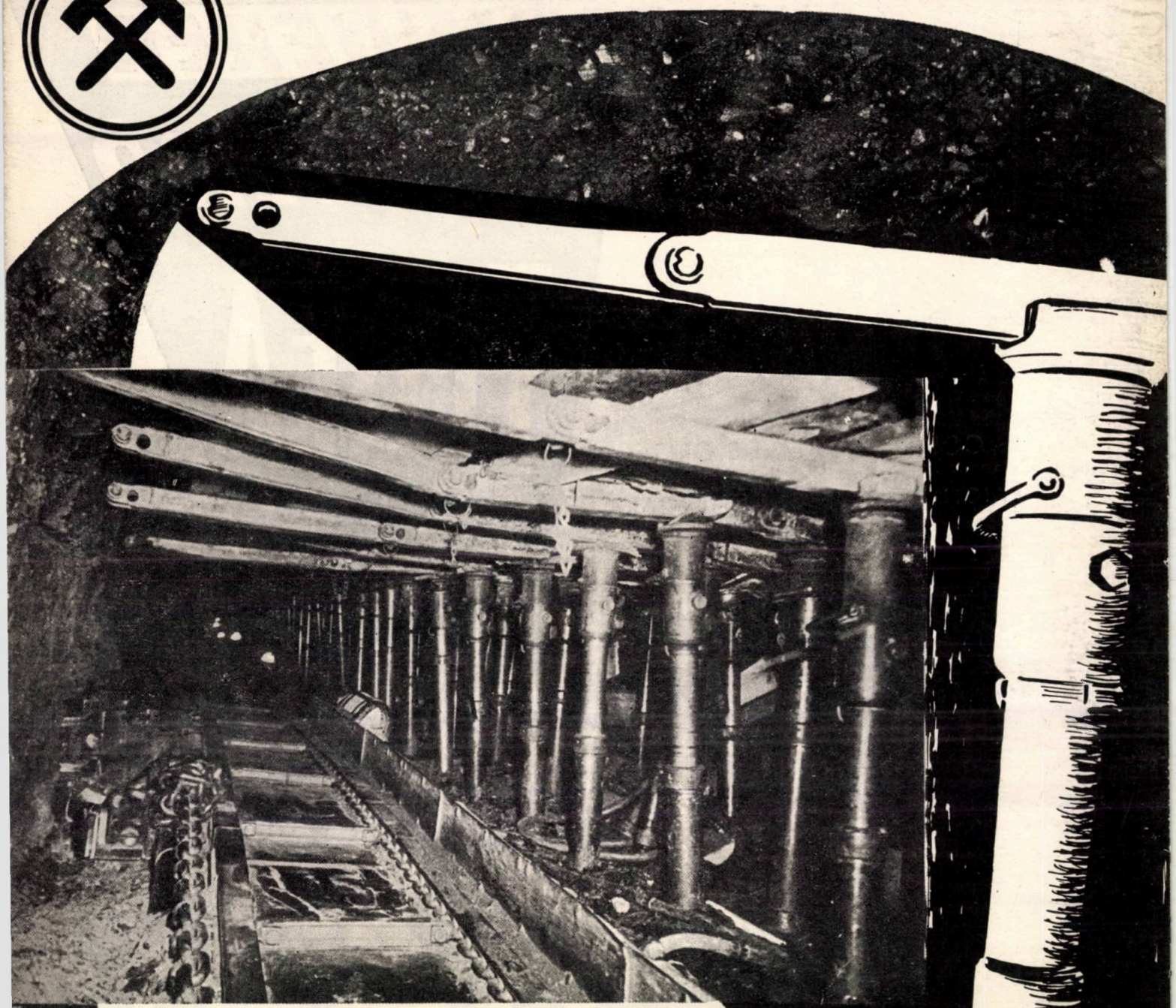
RAION BRAD — REG. HUNEDOARA



PRODUCE
CĂRBUNE BRUN
STAS 5067—61



1965 MÁJ 29.



ABATAJ CU FRONT LUNG,
DOTAT CU PLUG PENTRU CĂRBUNE,
SUSȚINUT DE STÎLPI HIDRAULICI,

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

E 1433

REVISTA MINELOR

3

MARTIE

1965

BUCUREŞTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 97 — 144

E 1433

GHEORGHE GHEORGHIU-DEJ

AMINTIREA TOVARĂȘULUI GHEORGHE GHEORGHIU-DEJ, VEȘNIC VIE ÎN INIMA PARTIDULUI, A CLASEI MUNCITOARE, A POPORULUI

La 19 martie partidul și poporul nostru au suferit o grea pierdere : a încetat să bată inima tovarășului Gheorghe Gheorghiu-Dej, fiu devotat al clasei muncitoare din Romînia, al poporului romîn.

Nemărginită este durerea noastră, a tuturor.

Tovarășul Gheorghiu-Dej și-a dăruit întreaga sa viață partidului clasei muncitoare, luptei revoluționare pentru eliberarea oamenilor muncii, pentru fericirea poporului romîn și a patriei noastre, pentru socialism. Înalt exemplu de fidelitate față de marxism-leninism, tovarășul Gheorghiu-Dej a fost un eminent militant al mișcării comuniste și muncitorești internaționale, a luptat neobosit pentru prietenia și unitatea țărilor socialiste, pentru coeziunea partidelor comuniste, pentru cauza păcii și libertății popoarelor.

În uriașa sa activitate și-au găsit expresie trăsăturile cele mai nobile ale eroicei noastre clase muncitoare, care este mîndră de a fi plămădit în mijlocul ei, în focul luptei conduse de partid, un asemenea conducător.

Născut la 8 noiembrie 1901 la Bîrlad, într-o familie de muncitori, tovarășul Gheorghiu a început să muncească de la vîrsta de 11 ani ca ucenic în diferite ateliere și fabrici, calificîndu-se ca muncitor electrician. Sub influența valului revoluționar din Romînia de la sfîrșitul primului război mondial, însuflețit de ideile Marii Revoluții Socialiste din Octombrie, tovarășul Gheorghiu-Dej s-a înrolat din fragedă tinerețe în mișcarea muncitorească. El a participat, în rîndurile muncitorilor din Valea Trotușului, la greva generală din 1920 — care a oglindit creșterea conștiinței de clasă, a capacității de luptă a proletariatului romîn și a evidențiat necesitatea istorică a înfrîngerii oportunismului, a făuririi partidului de tip nou, Partidul Comunist din Romînia.

În anii următori, tovarășul Gheorghiu-Dej ia parte la un șir de acțiuni muncitorești la Galați, fiind ales în conducerea sindicatului de la Atelierele C.F.R.

În 1930 el devine membru al Partidului Comunist, în rîndurile căruia avea să lupte pînă la ultima suflare.

În acei ani, cînd criza economică lovea greu masele muncitoare, activitatea partidului era paralizată de lupte fracționiste care aduseseră partidul la un pas de lichidare. Refacerea unității partidului, orientarea activității sale spre întărirea legăturilor cu masele muncitoare și în primul rînd cu detașamentele de bază ale proletariatului au făcut posibilă organizarea unor mari acțiuni muncitorești, culminînd cu eroicele lupte din februarie 1933 — în a căror pregătire și desfășurare s-au afirmat cu putere marile calități politice și organizatorice de conducător revoluționar ale tovarășului Gheorghiu-Dej.

La Galați și apoi la Dej, unde fusese mutat disciplinar, ca și la București, Iași, Cluj, Pașcani și în alte localități, tovarășul Gheorghiu-Dej, dînd exemplu de felul cum trebuie muncit în mijlocul maselor, a depus o intensă activitate pentru realizarea unității de acțiune a muncitorilor ceferiști.

În 1932, la Conferința pe țară a muncitorilor feroviari, tovarășul Gheorghiu-Dej a fost ales secretar al Comitetului Central de acțiune care, sub îndrumarea Comitetului Central al Partidului Comunist, a organizat nemijlocit lupta ceferiștilor.

Tovarășul Gheorghiu-Dej și-a îndeplinit în mod strălucit sarcinile de răspundere încredințate de partid în organizarea acestor lupte, care au constituit o cotitură în istoria întregii noastre mișcări muncitorești, au demonstrat capacitatea clasei muncitoare de a acționa ca forță socială conducătoare a poporului muncitor în lupta de eliberare, au deschis o pagină nouă în viața partidului. Întărindu-și rîndurile cu cele mai bune, mai combative și revoluționare cadre proletare, partidul s-a legat mai strîns de masele oamenilor muncii.

Procesul intentat de reacțiune în 1933—1934 conducătorilor muncitorimii ceferiste a fost transformat de Partidul Comunist într-o tribună de demascare a regimului burghezo-moșieresc, a politicii antinaționale și antipopulare a claselor dominante. Din banca acuzaților în lanțuri a răsunat cu vigoare și curaj, prin glasul tovarășului Gheorghiu-Dej, chemarea înflăcărată, mobilizatoare a partidului adresată maselor muncitoare de a lupta cu hotărîre pentru o viață mai bună, împotriva robiei capitaliste, pentru apărarea suveranității și independenței naționale.

Condamnat la 12 ani muncă silnică, tovarășul Gheorghiu-Dej a fost deținut în diferite închisori — Jilava, Văcărești, Craiova, Ocnele Mari, Aiud, Doftana, Caransebeș și în lagărul de la Tg. Jiu.

Gratiile temnițelor, sîrma ghimpată a lagărelor n-au putut să-i izoleze de partid, de clasa muncitoare, de popor pe militanții revoluționari. Simțind în permanență sprijinul partidului, solidaritatea maselor muncitoare și a unor largi cercuri democratice, ei au păstrat legătura cu viața și activitatea partidului, au înfruntat cu fermitate și dîrzenie regimul de teroare și exterminare din închisori, pe care le-au transformat în școli de călire revoluționară. Prin munca politico-ideologică desfășurată de comuniștii din închisori, în frunte cu tovarășul Gheorghiu-Dej, s-au făurit cadre oțelite de militanți comuniști, caracterizate prin capacitatea de a organiza masele muncitoare, prin clarviziune politică și combativitate revoluționară, cadre care au avut ulterior un rol

de excepţională însemnătate în conducerea de către partid a luptei pentru cucerirea puterii de către oamenii muncii şi construirea socialismului.

Aprecierea acordată de partid activităţii desfăşurate de tovarăşul Gheorghiu-Dej şi-a găsit expresie în cooptarea sa, în 1935, pe cînd se afla în închisoare, ca membru al C.C. al P.C.R.

În anii războiului, tovarăşul Gheorghiu-Dej împreună cu ceilalţi tovarăşi din închisori şi lagăre îşi manifestau încrederea nestrămutată în victoria împotriva fascismului, solidaritatea frăţească cu popoarele Uniunii Sovietice. În strînsă legătură cu cadrele de bază din afară, ei şi-au pus întreaga experienţă, tot elanul revoluţionar în slujba organizării luptei antihitleriste a poporului romîn.

Tovarăşului Gheorghiu-Dej îi revine meritul principal în demascarea şi lichidarea clicii de trădători şi capitulanţi, infiltrată în conducerea partidului; înlăturarea agenturii trădătoare a constituit una din condiţiile esenţiale pentru ca partidul să-şi poată îndeplini rolul conducător în lupta de eliberare naţională şi socială a poporului romîn.

Activul revoluţionar al partidului, în frunte cu tovarăşul Gheorghiu-Dej, a elaborat linia strategică şi tactică pentru răsturnarea dictaturii militaro-fasciste şi întoarcerea armelor împotriva Germaniei hitleriste. Partidul a trecut la organizarea formaţiunilor de luptă patriotice, la realizarea Frontului Unic Muncitoresc cu partidul social-democrat, la înfăptuirea unui larg sistem de alianţe cu diferite grupări politice şi atragerea în lupta antihitleristă a unor personalităţi însufleţite de sentimente patriotice, la desfăşurarea unei vaste activităţi în rîndurile armatei.

În zilele hotărîtoare pentru pregătirea insurecţiei, C.C. al partidului a organizat evadarea din lagăr a tovarăşului Gheorghiu-Dej şi a altor cadre de bază ale partidului.

Organizată şi condusă de partid, insurecţia armată a deschis o eră nouă în istoria poporului romîn, a însemnat începutul revoluţiei populare. Romînia s-a alăturat coaliţiei antihitleriste, Armata romînă, în totalitatea ei, a luptat umăr la umăr cu Armata sovietică pînă la zdrobirea Germaniei hitleriste. Sîngele vărsat în comun a cimentat prietenia şi alianţa indestructibilă dintre poporul romîn şi poporul sovietic în lupta pentru cauza păcii şi socialismului.

Tovarăşul Gheorghiu-Dej a dat o contribuţie de cea mai mare importanţă la elaborarea liniei politice şi tactice a partidului în desfăşurarea furtunoasă a marilor bătălii de clasă de după 23 August 1944, muncind cu nesecată energie pentru înfăptuirea sarcinilor stabilite de partid — mobilizarea tuturor forţelor în războiul antihitlerist, refacerea economiei naţionale, democratizarea ţării, făurirea alianţei muncitoreşti-ţărăneşti în focul luptei pentru reforma agrară, instaurarea puterii populare.

Ca reprezentant al partidului şi clasei muncitoare în guvern, tovarăşul Gheorghiu-Dej a preluat, în noiembrie 1944, conducerea Ministerului Comunicaţiilor şi Lucrărilor Publice, fiind primul muncitor ministru în istoria politică a Romîniei.

Sub conducerea partidului, clasa muncitoare organizată în sindicatele unice revoluţionare, masele largi ţărăneşti care luptau pentru pămînt, partidele şi grupările reunite în frontul naţional democrat dădeau lovituri zdrobitoare cercurilor reacţionare. Valul luptei revoluţionare a măturat un şir de guverne cu majoritate reacţionară şi a impus la 6 Martie 1945 aducerea la putere a primului guvern din ţara noastră în care clasa muncitoare avea rolul precumpănitor.

La Conferinţa Naţională a Partidului Comunist din octombrie 1945, tovarăşul Gheorghiu-Dej a prezentat Raportul Politic al Comitetului Central, care cuprindea un amplu program de luptă pentru întărirea puterii populare, reconstrucţia ţării şi consolidarea independenţei naţionale. În acest program, de o largă perspectivă istorică, partidul, scrutînd departe în viitor, şi-a exprimat concepţia leninistă privitoare la construirea unei industrii puternice ca temelie a dezvoltării social-economice a Romîniei.

După Conferinţa Naţională, tovarăşul Gheorghiu-Dej a fost ales secretar general al Partidului Comunist Romîn.

În calitate de ministru al Economiei Naţionale şi apoi al Industriei şi Comerţului, ca preşedinte al Comisiei Ministeriale pentru redresarea economică, el a adus o contribuţie esenţială în lupta împotriva inflaţiei şi sabotajului economic al capitaliştilor, în pregătirea şi înfăptuirea programului din iunie 1947 de stabilizare monetară şi refacere a economiei naţionale.

Abolirea monarhiei şi proclamarea Republicii Populare Romîne au marcat cucerirea deplină a puterii de către clasa muncitoare în alianţă cu masele largi ale ţărănimii; misiunea de a realiza actul abdicării regelui, la 30 Decembrie 1947, i-a revenit, din însărcinarea partidului şi guvernului şi în numele tuturor forţelor democratice, tovarăşului Gheorghe Gheorghiu-Dej, împreună cu doctorul Petru Groza.

Oamenii muncii, devenind singurii stăpîni ai ţării, au păşit cu însufleţire, sub conducerea partidului, la construirea societăţii socialiste.

Tovarăşul Gheorghe Gheorghiu-Dej a avut un rol deosebit în lupta partidului pentru realizarea unităţii politice şi organizatorice a clasei muncitoare — înfăptuită la Congresul de unificare din februarie 1948 prin crearea Partidului Muncitoresc Romîn pe baza principiilor ideologice şi organizatorice marxist-leniniste. Congresul l-a ales secretar general al Comitetului Central al Partidului Muncitoresc Romîn.

Prin istoricul act al naţionalizării, pregătit de partid sub îndrumarea nemijlocită a tovarăşului Gheorghiu-Dej, principalele mijloace de producţie industrială au devenit bun al întregului popor şi s-a creat o puternică temelie construcţiei socialiste în ţara noastră.

Partidul a orientat cu nestrămutată perseverenţă dezvoltarea Romîniei în direcţia transformării ei într-o ţară industrială, cu o agricultură înaintată. Tovarăşului Gheorghiu îi revin mari merite în elaborarea politicii de industrializare socialistă, ca pîrghie hotărîtoare a progresului rapid al ţării, a valorificării resurselor ei şi a dezvoltării tuturor ramurilor economiei în vederea creşterii continue a bunăstării celor ce muncesc — obiectivul fundamental al politicii partidului.

Călăuzit de teza marxist-leninistă că socialismul trebuie construit nu numai la oraşe, ci şi la sate, partidul a pus la ordinea zilei rezolvarea celei mai complexe sarcini a construcţiei socialiste — transformarea socialistă a agriculturii. Întreaga muncă desfăşurată în acest domeniu s-a întemeiat pe linia exprimată în numele partidului de tovarăşul Gheorghiu-Dej la plenara din martie 1949 a Comitetului Central. Viaţa a confirmat în mod

strălucit această linie politică ; înfăptuirea cu succes a cooperativizării agriculturii a deschis largi perspective dezvoltării intensive şi multilaterale a producţiei agricole, a ridicat pe o treaptă mai înaltă alianţa muncitoreasca-ţărănească.

Întreaga activitate a Comitetului Central în frunte cu tovarăşul Gheorghiu-Dej oglindeşte capacitatea de a aplica creator, la condiţiile ţării noastre, legile obiective, general-valabile, ale revoluţiei şi construcţiei socialiste, de a desprinde cerinţele specifice fiecărei etape istorice şi de a îndrepta în direcţia hotărîtoare eforturile partidului, ale poporului.

Aceste trăsături caracterizează munca efectuată de partid sub conducerea nemijlocită a tovarăşului Gheorghiu pentru elaborarea planului de electrificare, a planurilor cincinale şi a planului de şase ani, planuri a căror realizare, prin eforturile însufleţite ale întregului popor, a asigurat introducerea largă a tehnicii noi, dezvoltarea proporţională, armonioasă şi mereu ascendentă a economiei naţionale.

Îndeplinind cele mai înalte funcţii de partid şi de stat — preşedinte al Consiliului de Miniştri din 1952 pînă în 1955, prim-secretar al Comitetului Central al P.M.R. şi preşedinte al Consiliului de Stat pînă în ultima clipă a vieţii sale — tovarăşul Gheorghe Gheorghiu-Dej avea un contact larg şi direct cu poporul, studia cu deosebită luare aminte experienţa maselor, manifesta o nemărginită încredere în puterea de creaţie a poporului — făuritorul istoriei şi al tuturor marilor realizări ale Romîniei socialiste.

Exemplu de simplitate şi modestie, el avea un neasemuit dar de a-şi apropia oamenii, de a-i însufleţi şi a-i antrena la lupta pentru înfăptuirea sarcinilor trasate de partid ; oamenii muncii păstrează neştearsă amintirea întîlnirilor cu tovarăşul Gheorghiu, a sfaturilor sale de tovarăş şi prieten care le vorbea în acelaşi grai, al inimii.

Tovarăşul Gheorghiu exprima cu deosebită căldură grija permanentă a partidului pentru educarea tineretului, nădejdea de mîine a ţării, pentru promovarea femeilor în munci de răspundere în economie, în instituţii de stat şi în organizaţiile obşteşti. El manifesta o neslăbită preocupare pentru satisfacerea setei de cultură şi îmbogăţirea vieţii spirituale a poporului, pentru avîntul continuu al învăţămîntului, acorda o mare atenţie activităţii creatoare a intelectualilor, a oamenilor de ştiinţă, artă şi cultură, cărora le împărtăşea înalta preţuire a partidului pentru valoroasa lor contribuţie la propăşirea patriei.

În fruntea partidului, tovarăşul Gheorghiu are merite deosebite în rezolvarea marxist-leninistă a problemei naţionale în ţara noastră, prin care au fost asigurate deplina egalitate în drepturi a tuturor oamenilor muncii şi cimentarea prieteniei de nezdruncinat dintre poporul romîn şi minorităţile naţionale.

Timp de peste trei decenii, tovarăşul Gheorghiu-Dej a adus o mare contribuţie la călirea ideologică şi organizatorică a partidului nostru. Minunat conducător de tip leninist, el a militat pentru întărirea partidului ca detaşament combativ de avangardă al clasei muncitoare, strîns legat de mase, sînge din sîngele poporului, forţa conducătoare în opera de construire a socialismului.

Partidul nostru s-a călit, a realizat o unitate şi o coeziune fără precedent printr-o luptă intransigentă împotriva oricăror abateri de la ideologia şi politica sa marxist-leninistă, împotriva elementelor antipartinice, fracţioniste, oportuniste. În această luptă tovarăşul Gheorghiu-Dej, cu înalta sa conştiinţă partinică şi perspicacitate politică, cu ascuţitul său spirit de clasă, a avut un rol de frunte. Partidul Muncitoresc Romîn, strîns unit în jurul Comitetului său Central, este astăzi mai puternic decît oricînd.

Este pilduitoare pentru noi preocuparea neabătută a tovarăşului Gheorghiu-Dej pentru întărirea continuă a rolului conducător al partidului în toate domeniile activităţii social-economice, pentru aplicarea neştirbită a normelor de muncă leniniste. În viaţa partidului, în activitatea conducerii sale s-a înrădăcinat principiul muncii colective, toate hotărîrile şi măsurile conducerii partidului fiind rodul activităţii şi gîndirii colective a Comitetului Central, Biroului său Politic.

Tovarăşul Gheorghiu a depus o vastă activitate pentru sintetizarea experienţei acumulate de partid în conducerea revoluţiei şi construcţiei socialiste, pentru însuşirea acestei experienţe de către membrii partidului, în vederea înarmării lor teoretice.

Patriot şi internaţionalist înflăcărat, tovarăşul Gheorghiu-Dej a fost un strălucit exponent al politicii consecvente a partidului şi statului nostru de prietenie şi alianţă frăţească cu ţările socialiste, de solidaritate cu lupta clasei muncitoare şi a forţelor democratice de pretutindeni, cu mişcarea de eliberare naţională a popoarelor, pentru unitatea tuturor forţelor progresului social. Exprimînd, cu energia şi tenacitatea ce l-au caracterizat întotdeauna, poziţia Partidului Muncitoresc Romîn, el a militat pentru unitatea ţărilor socialiste, pentru coeziunea marii armate internaţionale a comuniştilor, avînd convingerea că nu există îndatorire internaţională mai înaltă decît aceea de a contribui la salvgardarea şi întărirea acestei unităţi — chezăşia victoriei cauzei socialismului în întreaga lume.

Sub conducerea Comitetului Central în frunte cu tovarăşul Gheorghiu, partidul nostru a depus eforturi neprecupeţite pentru promovarea şi stricta aplicare în relaţiile dintre partidele comuniste şi dintre ţările socialiste a normelor marxist-leniniste — ca cerinţă vitală pentru asigurarea şi întărirea unităţii şi coeziunii lor, pentru creşterea forţei de atracţie a ideilor socialismului în lume. Linia partidului în problemele vieţii internaţionale şi ale mişcării comuniste mondiale, exprimată în Declaraţia plenarei lărgite din aprilie 1964 a C.C. al P.M.R., este urmată cu perseverenţă nestrămutată de întregul partid.

Eminent om de stat, tovarăşul Gheorghiu-Dej a desfăşurat o vastă activitate în elaborarea politicii externe a Republicii Populare Romîne, politică de consolidare a păcii, de luptă împotriva politicii agresive a cercurilor imperialiste, împotriva colonialismului, pentru sprijinirea dreptului popoarelor de a dispune singure de soarta lor, pentru dezvoltarea colaborării internaţionale pe baza principiilor coexistenţei paşnice a statelor cu orînduiri social-politice diferite.

Ţara noastră aşează ca temelie de neclintit a relaţiilor sale internaţionale respectarea egalităţii, suveranităţii şi independenţei popoarelor, neamestecul în treburile lor interne, pronunţîndu-se pentru stricta respectare şi promovare a acestor principii pe arena internaţională, în interesul colaborării şi apropierii între popoare.

Toate succesele în domeniul politicii interne şi internaţionale ale Republicii Populare Romîne, toate realizările obţinute în aceste decenii sînt strîns legate de activitatea desfăşurată în fruntea Comitetului Central al partidului de tovarăşul Gheorghiu-Dej.

Măsura operei titanice înfăptuite de popor sub conducerea partidului o dă deosebirea dintre tabloul întunecat al Romîniei de acum două decenii şi înfăţişarea de astăzi a ţării, în care poporul romîn, liber de orice exploatare, stăpîn al destinelor sale, îşi făureşte o viaţă fericită.

Scumpul nostru tovarăş Dej a închis ochii pentru vecie cu conştiinţa datoriei împlinite ; el a putut vedea triumful idealurilor cărora şi-a dăruit viaţa, victoria deplină a socialismului în ţara noastră, mersul rapid al Romîniei pe calea progresului economic şi cultural.

În ultimele sale cuvinte adresate ţării, prin scrisoarea trimisă recentei sesiuni a Marii Adunări Naţionale, el îşi exprima convingerea îndreptăţită că ţara noastră va păşi mai departe, neabătut, pe această cale ; cu nezdruncinată încredere, el arăta că înaintea Romîniei socialiste sînt deschise perspectivele unui viitor strălucit — viitor care stă în mîinile harnice şi încercate ale poporului.

Comitetul Central al Partidului Muncitoresc Romîn, tovarăşii de muncă şi de luptă ai marelui dispărut îşi iau legămîntul solemn să întărească necontenit unitatea partidului şi a conducerii sale, să continue neabătut linia generală, internă şi internaţională, a partidului, să nu-şi cruţe forţele pentru a duce mereu înainte opera de construire a socialismului şi comunismului, de înflorire a patriei şi ridicare a bunăstării poporului — operă măreaţă căreia i-a consacrat întreaga viaţă tovarăşul Gheorghiu-Dej.

Marea durere care ne îndoliază tuturor inima uneşte şi mai strîns poporul în jurul partidului. Clasa muncitoare, ţărănimea, intelectualitatea, toţi oamenii muncii îşi înzecesc eforturile pentru a obţine noi victorii, spre binele şi prosperitatea patriei noastre socialiste.

Adio, scump prieten şi tovarăş de luptă !

Numele tău va rămîne veşnic viu în inima partidului, în inima clasei muncitoare, a poporului romîn !

Comitetul Central

al Partidului Muncitoresc Romîn

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R.P.R.

ANUL 16 Nr. 3 MARTIE

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1983

CUPRINS

Marian, I., Iliaş, N. şi Marian, C.	**Despre stabilirea regimurilor optime de lucru pentru maşinile de tăiat cărbune (haveze, combine, pluguri) în Valea Jiului.**	97 — 101
Urdea, I.	**Consideraţii asupra metodelor de determinare a densităţii optime pentru lucrările de explorare geologică.**	102 — 105
Fodor, D.	**Stadiul actual al forării termice.**	106 — 112
Kosareva Tatiana şi Catană, N.	**Citeva consideraţii privind geneza minereului de fier de la Lueta.**	112 — 116
Şerbănescu, I.	**Noi date geologo-miniere privind zăcămîntul de antracit Schela.**	116 — 120
Panait, D.	**Efectele economice ale reducerii diametrului găurilor de mină.**	120 — 123
Simionescu, A. şi Teodorescu, C.	**Dependenţa productivităţii muncii de lungimea de gaură şi timpii specifici în procesul de perforare la lucrările miniere orizontale.**	123 — 128
Gurău, A.	**Unele probleme privind organizarea şi sarcinile fondului geologic.**	129 — 131
NOTE		
Georgescu, D., Bîra, I. şi Vais, C.	**Un nou aparat pentru recoltat probe netulburate din nisipuri acvifere.**	132 — 134
Roşca, V. şi Ianăş, M.	**Utilizarea teoriei mediilor α în interpretarea unor secţiuni geoelectrice în perimetrele geofizice din regiunea Baia Mare.**	135 — 138
Gherasie, I.	**Analiza cantitativă a minereurilor hidratate prin metoda deshidratării termice.**	138
RECENZII		
DOCUMENTARE		

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREŢU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în ştiinţe prof. ing. COVACI ŞT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ŞERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

Combinatul carbonifer VALEA JIULUI

Pentru ridicarea nivel... nilor muncii din Valea Jiului, al ... rații, o largă dezvoltare a cunoscut-o învățământul de toate gradele. Datorită grijii partidului și guvernului, în orașul Petroșeni a fost construit Institutul de mine, frecventat în prezent de peste 1 600 studenți. Școlile profesionale Petroșeni și Lupeni cuprind peste 1 500 de elevi iar școlile de maiștri 400 de elevi. Marea majoritate a inginerilor și tehnicienilor, care activează în prezent în unitățile ...mbinatului — cadre crescute de regimul de ...ie populară, — sînt absolvenți ai aces-

La conferința națională a P.C.R. din luna octombrie 1945, punîndu-se accentul pe dezvoltarea industriei metalurgice s-a stabilit necesitatea dezvoltării industriei carbonifere, indeosebi a producției cărbunilor cocsificabili.

In cei 20 de ani care au trecut de la eliberarea patriei noastre, Valea Jiului, principalul bazin carbonifer al țării, a cunoscut o dezvoltare deosebită. Ca să ne dăm seama de schimbările esențiale care au avut loc în această perioadă este necesar să ne amintim cum se prezentau minele noastre la data eliberării patriei noastre de sub ju...ul fascist.

Un grad înalt de mecanizare s-a obținut la transportul principal pe galerii, care în anul 1944 se făcea în mare parte manual și cu cai, iar astăzi este mecanizat în proporție de aproape 100%. Pe traseele principale se folosesc locomotive electrice cu troleu și locomotive Diesel, iar pe galeriile secundare — locomotive cu acumulatoare.

La realizările obținute pe linie tehnică la minele din Valea Jiului o contribuție însemnată au avut-o și inovatorii, care prin propunerile lor au adus îmbunătățiri în funcționarea diferitelor utilaje și instalații, în reducerea consumurilor de materiale, precum și în perfecționarea continuă a procedeelor de lucru.

Dinamica creș... ...ucției în perioada celor 20 de ani de la eliberare s-a realizat în paralel cu creșterea nivelului tehnic al procesului de producție, factor hotărîtor în creșterea productivității muncii și îmbunătățirea activității economice a întreprinderii

Realizările bune obținute se datoresc sprijinului acordat de partid și guvern și elanului cu care muncitorii, inginerii și tehnicienii au muncit pentru realizarea sarcinilor din planurile anuale și cincinale.

Uzina de preparare Coroești, amplasată în centrul carbonifer Valea Jiului, în apropierea orașului Vulcan, a fost construită în scopul preparării cărbunilor de la minele Vulcan.

Prin punerea în funcțiune a Uzinei de preparare de la Coroești s-a realizat unul din obiectivele de seamă pentru industria minieră, contribuind astfel la îmbunătățirea calității cărbunelui.

Despre stabilirea regimurilor optime de lucru pentru mașinile de tăiat cărbune (haveze, combine, pluguri), în Valea Jiului

Ing. *I. MARIAN*,
candidat în științe tehnice
Ing. *N. ILIAȘ*,
candidat în științe tehnice
și
Ing. *C. MARIAN*

O mare însemnătate în exploatarea mașinilor de tăiat cărbune în diferite condiții concrete existente o are corecta alegere a regimului lor de lucru: viteza de tăiere, viteza de avans, numărul liniilor de tăiere, numărul cuțitelor în linia de tăiere, scheme de amplasare a cuțitelor, înălțimea făgașului etc.

O bună alegere a regimului de lucru permite o exploatare rațională și eficace a mașinii, adică utilizarea corectă și deplină a puterii motorului, lucru cu consum de energie minim pe unitatea de rocă excavată, consum relativ redus de cuțite tăietoare, productivitate maximă etc.

În scopul determinării regimurilor optime de lucru ale unor mașini existente în Valea Jiului (haveze tip KMP—3, combina Donbas-1 cu tobă melc, plug Löbbe) s-au întreprins cercetări experimentale în condiții de mină. Rezultatele obținute pot prezenta interes și pentru alte bazine carbonifere din țară înzestrate cu mașini de tăiat cărbune.

Redăm în continuare cîteva din rezultatele cercetărilor.

a. La mașinile de havat puterea absorbită de la rețea de către motor se cheltuiește, în cea mai mare parte, pentru învingerea rezistenței la tăierea și evacuarea cărbunelui din făgaș, care depinde de proprietățile cărbunilor și de parametrii de lucru ai mașinii, restul puterii fiind cheltuită pentru învingerea rezistențelor la deplasarea mașinii și a funcționării în gol.

În cazul lucrului mașinii de havat KMP—3 în stratele 18 (cărbune cu $f = 0{,}9$) și 15 (cărbune cu $f = 0{,}86$) cu lungimea barei de 1,2 m, s-a folosit schema de amplasare a cuțitelor în „vîrf de con" cu cuțite de tip local (CL_1 și CL_2).

Rezultatele măsurătorilor electrice obținute pentru mașina de havat KMP—3 arată că puterea P absorbită de motor de la rețea variază liniar în funcție de adîncimea L a făgașului (fig. 1). În același timp se constată că micșorarea adîncimii făgașului nu duce la micșorarea puterii absorbite în aceeași proporție. Astfel, la micșorarea adîncimii făgașului cu 35% (de la 1,2 la 0,9 m) puterea s-a micșorat numai cu 15 pînă la 21%. Aceasta se explică prin aceea că prin micșorarea adîncimii făgașului se micșorează numai puterea care se cheltuiește la tăierea propriu-zisă a cărbunelui.

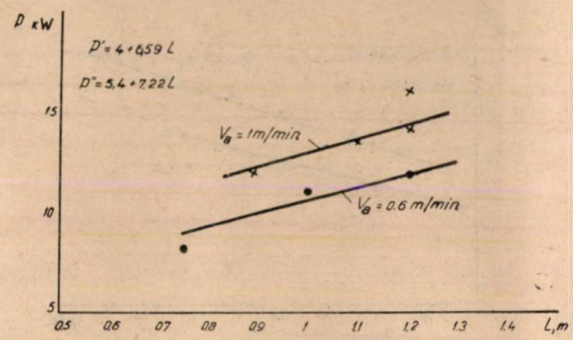


Fig. 1. Variația puterii P absorbite de la rețea în funcție de adîncimea făgașului L.

Avînd adîncimea făgașului de 1,2 m și folosind ambele viteze de tăiere ale havezei KMP—3, s-au făcut măsurători ale puterii P absorbite de la rețea pentru diferite viteze de avans V_a. Viteza $V_t = 2{,}14$ m/s reprezintă viteza normală de tăiere a mașinii, iar $V_t = 1{,}07$ m/s — viteza auxiliară. În cazul mersului în gol (cu avansul decuplat) încărcarea motorului a fost 3—7 kW.

În stratul 18 mașina a lucrat destul de stabil cu o adîncime a făgașului de 1,2 m la o viteză de avans de 0,9—1 m/min, în care caz puterea motorului a reprezentat în medie 15—17 kW.

După cum rezultă din figura 2, pentru aceeaşi viteză de avans şi deci productivitate a maşinii, puterea absorbită de la reţea, şi respectiv consumul specific de energie cheltuită pentru tăierea unui metru cub de făgaş, creşte o dată cu viteza de tăiere. Aceasta se explică prin faptul că, prin creşterea vitezei de tăiere, creşte gradul de fărîmiţare a cărbunelui tăiat în făgaş. Tot din figura 2 se vede că la viteze mai mari de tăiere, pe măsura creşterii vitezei de avans, procentul creşterii puterii absorbite de motor este mai mare decît la viteze mai mici de tăiere. Înseamnă deci că pentru obţinerea unei puteri absorbite mai mici cît şi a unui consum mai mic de cuţite este indicată o viteză mică de tăiere. Micşorarea vitezei de tăiere însă, la maşini de havat şi combine care taie făgaşe (cu braţ şi lanţ), este limitată în primul rînd de faptul că la viteze mici nu se mai îndepărtează în bune condiţii praful, ceea ce duce la înfundarea şi înţepenirea braţului. Acesta este şi motivul pentru care nu s-au putut efectua experimentări cu viteza de

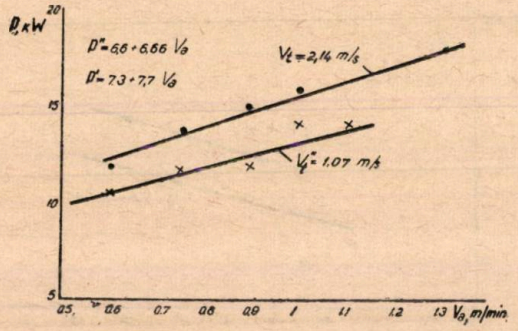


Fig. 2. Variaţia puterii P absorbite de la reţea în funcţie de viteza de avans V_a pentru o adîncime de făgaş de 1,2 m.

tăiere de 1,07 m/s şi pentru viteze de avans mai mari de 1,1 m/min. Din punctul de vedere al proiectării maşinii, prin micşorarea vitezei de tăiere cresc eforturile în organul de tracţiune şi momentul de acţionare la axul organului de lucru, ceea ce duce la o construcţie masivă şi grea.

Dacă se ţine seamă de faptul că puterea instalată de durată a maşinii KMP—3 este de 23 kW, rezultă că pentru condiţiile date (cărbune cu $f = 0,9$ şi adîncimea făgaşului 1,2 m), chiar în cazul unei viteze maxime de avans (1,4 m/min) — pe care o are maşina, motorul este subîncărcat.

În timpul lucrului cu haveza KMP—3, consumul specific de energie, rezultat în urma măsurătorilor în diferite împrejurări, a variat în limitele 1,3—2,18 kWh/m³ făgaş. Pentru cele mai frecvent folosite regimuri de avans (0,7—1 m/min) consumul specific a fost de 1,5—1,7 kWh/m³.

Dependenţa consumului specific de energie, în funcţie de viteza de avans, este prezentată în figura 3, de unde se vede că scade o dată cu creşterea vitezei de avans după o curbă hiperbolică. Din figura 3 se vede că uneia şi aceleiaşi viteze de avans îi corespunde o serie de valori pentru consumul specific de energie. Aceasta

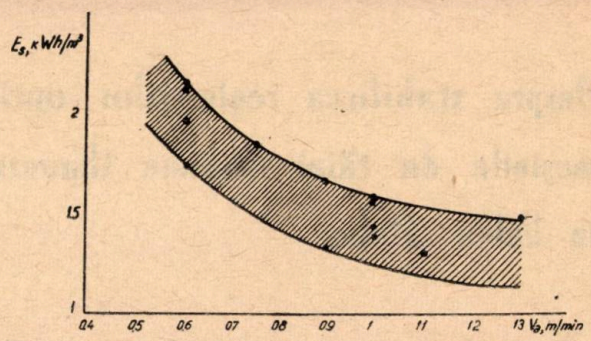


Fig. 3. Variaţia consumului specific de energie E_s în funcţie de viteza de avans V_a pentru o adîncime de făgaş de 1,2 m şi viteză de tăiere de 2,14 m/s.

se explică prin faptul că pe lungimea abatajului proprietăţile cărbunelui se schimbă, precum şi prin faptul că în timpul lucrului adîncimea făgaşului şi parametrii de tăiere nu au putut fi menţinuţi constanţi.

În figura 4 este dată dependenţa consumului specific de energie în funcţie de grosimea medie a aşchiei de cărbune, de unde se vede că consumul specific de energie scade o dată cu creşterea grosimii aşchiei, după o curbă hiperbolică.

La grosimi de aşchii relativ mari (începînd cu 0,8 cm pentru viteze de tăiere de 2,14 m/s şi 1,7 cm pentru viteza de tăiere de 1,07 m/s), consumul specific de energie, în funcţie de grosimea aşchiei, descreşte în măsură redusă. Aceasta se explică prin aceea că prin creşterea grosimii aşchiei peste anumite limite, canti-

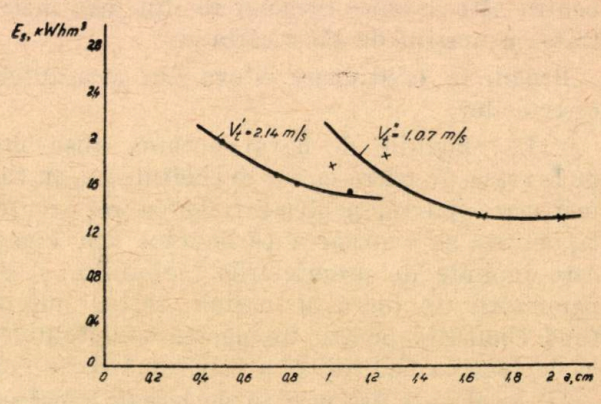


Fig. 4. Variaţia consumului specific de energie E_s în funcţie de grosimea medie a a aşchiei de cărbune.

tatea mare de cărbune mărunt nu mai poate fi îndepărtată în bune condiţii din făgaş ceea ce îngreuiază condiţiile de lucru ale lanţului. Desigur că această limită superioară a grosimii aşchiei, condiţionată de posibilitatea evacuării

măruntei din făgaş, depinde şi de adîncimea făgaşului. Cu cît adîncimea făgaşului este mai mică, cu atît evacuarea măruntei din făgaş se face mai uşor. Prin creşterea exagerată a grosimii aşchiei (peste valoarea corespunză-

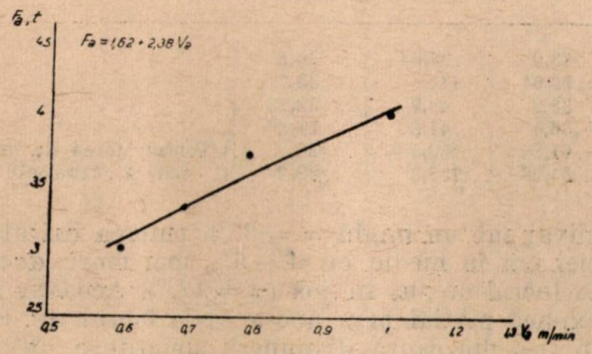


Fig. 5. Variaţia forţei de avans F_a în funcţie de viteza de avans V_a.

toare vitezei optime de avans), consumul specific de energie începe să crească.

Rezultatele obţinute arată că o însemnată scădere a consumului specific de energie se obţine pe seama măririi vitezei de avans, corelată cu o corespunzătoare mărire a vitezei de tăiere.

Tot în scopul determinării condiţiilor de lucru ale havezei KMP—3 au fost efectuate şi măsurători ale forţei de avans cu ajutorul unui dinamometru cu arc.

Variaţia forţei de avans F_a în funcţie de viteza de avans V_a (fig. 5) şi de lungimea L a barei, adică de numărul cuţitelor active (fig. 6), s-a dovedit a fi practic liniară.

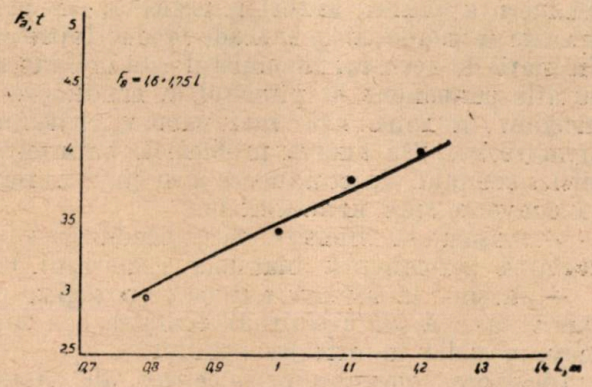


Fig. 6. Variaţia forţei de avans F_a în funcţie de lungimea L a braţului.

Măsurătorile au arătat că efortul de avans depinde în măsură însemnată şi de gradul de uzură a cuţitelor. Pentru aceeaşi viteză de avans, şi aceeaşi adîncime a făgaşului, efortul de avans, în cazul lucrului cu cuţite tocite, este cu 8—10% mai mare decît la lucrul cu cuţite ascuţite.

Datele prezentate mai sus, referitoare la variaţia puterii absorbite de la reţea a consumului specific de energie şi a efortului de avans în funcţie de viteza de avans, de grosimea aşchiei de cărbune şi de adîncimea făgaşului, pentru diferite viteze de tăiere, pot servi ca bază pentru alegerea havezelor şi chiar şi a combinelor cu braţ şi lanţ pentru condiţiile din Valea Jiului, precum şi la îmbogăţirea datelor existente în literatura de specialitate referitoare la proiectarea acestor genuri de maşini.

b. Măsurătorile efectuate la funcţionarea combinei Donbas—1 cu tobă melc cu diametrul de 1 050 mm şi cu adîncimea de 500 mm, care a lucrat în stratul 18 cu o grosime medie de 1,5 m şi o tărie a cărbunelui $f = 0,9$, au arătat că dependenţa puterii absorbite de motor, în funcţie de viteza de avans, este liniară (fig. 7) iar consumul specific de energie s-a constatat că variază între 0,97 şi 2,05 kWh/t.

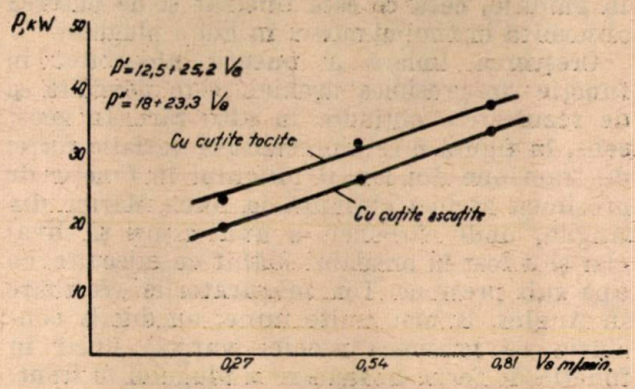


Fig. 7. Variaţia puterii P absorbite de la reţea în funcţie de viteza de avans V_a.

Rezultatele obţinute, şi îndeosebi nivelul ridicat al consumului specific de energie, arată că parametrii organului de lucru al combinei nu au fost bine aleşi.

c. Instalaţia de plug Löbbe-Hobel (puterea totală instalată 120 kW) are acţionarea comună a plugului şi transportorului, fapt care a permis numai măsurarea puterii totale absorbite de instalaţie de la reţea. Aceasta face ca datele obţinute referitoare la puterea consumată numai pentru tăierea cărbunelui să fie mai puţin concludente decît în cazul havezei şi combinei. Valorile puterii totale absorbite de instalaţie de la reţea, obţinute în urma măsurătorilor electrice la lucru în stratul 18, care a avut grosimea de 1,5 m şi o înclinare de circa 15°, iar cărbunele a avut tăria $f = 0,86$ şi a prezentat fisuri de stratificaţie şi de clivaj, sînt prezentate în tabela 1. Înălţimea plugului a fost de 0,5 m. Puterea medie totală absorbită de la reţea la cursa de lucru a plugului a fost în medie de 62—70 kW, iar valorile maxime au ajuns la 130—155 kW. S-a constatat ce

Tabela 1

Puterea absorbită de la reţea de instalaţia de plug Löbbe-Hobel

Denumirea operaţiei	Grosimea aşchiei de cărbune, mm						Observaţii
	70–80			100			
	medie	maximală	minimală	medie	maximală	minimală	
Cursa de lucru de sus în jos	62,8	138,1	30,5	63,2	139,94	30,8	
Cursa de lucru de jos în sus	64	141	32,4	66,64	146	33,7	
Cursa goală de jos în sus	37,7	42,7	22	38,2	43,9	22,13	
Cursa goală de sus în jos	34,3	40,6	21,6	36,4	41,8	19,39	
Cursa de lucru de sus în jos				61,84	130,5	28,7	Pentru starea de umflare a cărbunelui
Curs de lucru de jos în sus				64,26	153,3	29,2	

puterea absorbită variază aproape liniar în funcţie de grosimea aşchiei, însă în măsură redusă. Astfel, la creşterea grosimii cu 20 – 30% (de la 7–8 cm la 10 cm) puterea creşte numai cu 2–5%. Aceasta se datoreşte faptului că partea mare a puterii motoarelor s-a consumat de către transportor şi pentru învingerea rezistenţelor care iau naştere în special în ghidaje, ceea ce este ilustrat şi de puterea absorbită în timpul cursei în gol a plugului.

Creşterea liniară a puterii absorbite, în funcţie de grosimea aşchiei, este dovedită şi de rezultatele obţinute în alte ţări. În acest sens, în figura 8 este prezentată variaţia forţei de tracţiune din lanţul plugului în funcţie de grosimea aşchiei obţinută la mina Marine din Anglia, unde cărbunele a avut fisuri şi clivaj clar şi a fost în prealabil slăbit cu injectare cu apă sub presiune. Tot măsurătorile efectuate în Anglia, la mai multe mine, au dus la concluzia că grosimea aşchiei variază liniar în funcţie de forţa de apăsare a plugului în front.

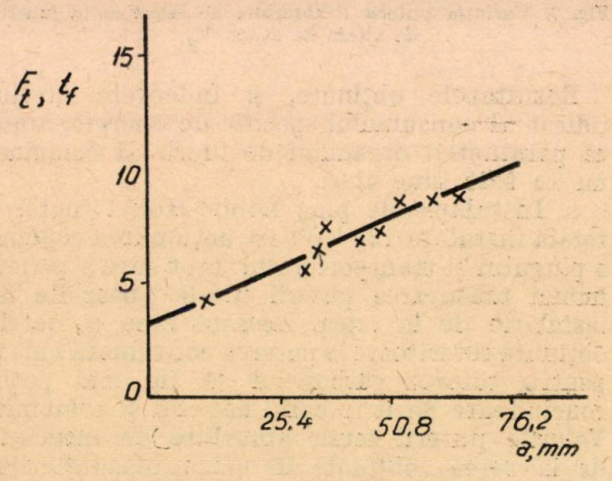


Fig. 8. Variaţia forţei de tracţiune F_t din lanţul plugului în funcţie de grosimea aşchiei a (mina Marine — Anglia).

În timpul măsurătorilor efectuate la mina Lupeni s-a constatat că, în cazul cînd cărbunele este în stare umflată, puterea scade cu 2–5%, faţă de cazul tăierii în cărbune compact.

La lucrul plugului de jos în sus (la o dispunere a liniei frontului în raport cu planele de clivaj sub un unghi $\alpha = 33°$), puterea instalaţiei era în medie cu 4 – 6% mai mare decît la lucrul de sus în jos ($\alpha = 123°$). Aceasta se explică parţial prin aceea că la lucrul de jos în sus, din cauza dispunerii amintite a clivajului, plugul s-a „strîns" puţin în front şi ca urmare s-a mărit sarcina pe motoarele instalaţiei. Consumul specific de energie la cursa de lucru nu este mare (în medie a oscilat între 0,3 şi 0,42 kWh/m³), deoarece tăierea cărbunelui se face cu aşchii mari.

d. Lucrul maşinii de havat sau al combinei decurge în condiţii geologico-miniere diferite şi schimbătoare. Maşinistul nu poate prevedea că la tăiere se întîlnesc intercalaţii tari în strat, după care cuţitele se tocesc repede sau se pot rupe şi electromotorul se supraîncarcă. De asemenea, nu se poate prevedea cum o să se comporte coperişul la extracţia cu combina, cum o să se desprindă cărbunele pe o porţiune sau alta a abatajului, factorii care, la fel, au influenţă asupra încărcării motorului.

Ca urmare a acestui fapt, măsurile pe care le ia maşinistul pentru asigurarea condiţiilor normale de lucru pentru maşină, întotdeauna întîrzie şi el trebuie deja să restabilească starea de lucru a maşinii anterior încălcată, iar prin aceasta se pierde timp şi scade productivitatea. În afară de aceasta, maşinistul este obligat să se afle permanent la pupitrul de conducere a maşinii, în zona cea mai supusă prăfuirii, stropirii etc. De aceea, problemele îmbunătăţirii sistemului de conducere a maşinii trebuie să converge spre următoarele :

— maşina să lucreze fără conducerea şi reglarea permanentă manuală a lucrului ei;

— maşina să aleagă automat un regim de lucru care să asigure productivitatea cea mai mare posibilă în diferite condiţii.

Încărcarea motoarelor electrice ale maşinilor de abataj depinde de tăria cărbunelui şi de productivitate. Tăria cărbunelui determină efortul pe cuţite, momentul învîrtitor la organul de execuţie şi puterea absorbită.

Productivitatea maşinii depinde de viteza ei de avans, care determină mărimea tăieturii efectuată de cuţit şi, prin urmare, efortul pe cuţit şi puterea absorbită.

În cazul lucrului în strate cu tăria cărbunelui variabilă, încărcarea constantă a motorului se poate menține prin schimbarea vitezei de avans.

La tocirea cuțitelor încărcarea pe organul executor se mărește, ceea ce, în esență, este echivalent cu creșterea tăriei cărbunilor. În acest caz, micșorarea vitezei de avans va readuce încărcarea motorului spre valoarea nominală.

Astfel, reglarea automată a nivelului încărcării motorului mașinii, se poate realiza pe calea reglării automate a vitezei de avans. Necesitatea unei asemenea reglări decurge din aceea că mașinistul nu este în stare să urmărească schimbările condițiilor de lucru sau tocirea cuțitelor și, de aceea, nu poate să aleagă în mod continuu mărimea necesară a vitezei de avans.

Reglarea automată a vitezei de avans, care reprezintă parametrul de ieșire, se face cu regulatoare automate, care pot fi cu acțiune directă (statice) și cu acțiune indirectă (astatice).

Ca parametri de reglare pot servi mărimi care variază în timpul lucrului: întinderea cablului, momentul la axul de acționare, curentul și alunecarea motorului electric.

Puterea absorbită de motor este consumată de organul tăietor și de organul de avans.

Puterea absorbită este în funcție de tensiunea din organul de tracțiune, dar nu totdeauna în proporție directă, întrucît forța de tracțiune poate crește datorită unor înțepeniri, agățări etc. a corpului combinei, fără ca să varieze și momentul rezistent al organului de tăiere. Rezultă deci că alegerea tensiunii din cablu sau a presiunii uleiului din sistemul hidraulic de avans, ca parametri de reglare, nu este avantajoasă, deși se întîlnesc chiar la unele mașini de construcție modernă.

Pentru aceleași motive nu este avantajoasă nici alegerea momentului rezistent la axul organului tăietor ca parametru de reglare, deși puterea consumată de organul tăietor intervine cu ponderea cea mai mare.

Rezultă deci că curentul motorului pentru o tensiune stabilă și alunecarea motorului (numărului de rotații), în limitele regimului stabil de lucru a curbei caracteristice, reprezintă parametrii cei mai avantajoși de reglare, întrucît variază direct proporțional cu întreaga sarcină pe care o preia motorul.

În calitate de elemente senzitive în autoreglare, se pot aplica arcuri, electromagneți, mecanisme diferențiale, motoare electrice de moment și amplificatoare magnetice.

Arcul, ca element senzitiv, produce suficient de exact schimbarea parametrului, în schimb calitatea lui depinde în mare măsură de gradul de exactitate al fabricației, iar în afară de aceasta, caracteristica lui de forță se schimbă în timpul lucrului.

Elementul senzitiv cu electromagnet este mult mai sensibil, dar nu are poziții intermediare, ceea ce îngreuiază folosirea lui. Celelalte trei tipuri de elemente senzitive sînt pe deplin avantajoase pentru folosirea în autoregulatoare. În cazurile cînd eforturile dezvoltate de elementele sensibile sînt insuficiente, se folosesc amplificatoare.

Deși pînă în prezent reglarea automată a regimurilor de lucru a mașinilor de tăiat cărbune nu este încă larg folosită și se află încă în studiu, este absolut necesar ca în viitor să se țină seamă de aceasta la alegerea noilor mașini de tăiat.

Pe viitor se pune problema reglării automate nu numai a vitezei de avans ca parametru de ieșire, ci și a vitezei de tăiere, urmărindu-se menținerea raportului vitezei de avans și de tăiere în anumite limite, corespunzătoare unui consum specific de energie minim.

*

Indicii regimurilor de lucru ai mașinilor de tăiat cărbune, obținuți în urma cercetărilor experimentale, pot fi folosiți:

— pentru alegerea din punct de vedere energetic a celor mai avantajoase regimuri de tăiere a cărbunilor cu mașinile existente și pentru aprecierea obiectivă a productivității posibile și raționale a acestor mașini;

— pentru stabilirea acestor regimuri în fiecare caz concret;

— pentru calculul și construcția de noi organe executoare;

— pentru alegerea celor mai potrivite tipuri de mașini de tăiat cărbune în scopul introducerii lor în Valea Jiului.

Pentru Valea Jiului, unde tăria cărbunelui variază în limite foarte largi, în scopul unei exploatări raționale a mașinilor de tăiat cărbune în regim optim și în același timp pentru a obține și o productivitate înaltă, ar fi indicat ca acestea să fie înzestrate cu regulatoare automate, ceea ce ar constitui un pas hotărîtor în realizarea principalei sarcini — reducerea la minim și chiar scoaterea oamenilor din abataj.

De factorii mai sus amintiți ar trebui să se țină seamă la alegerea mașinilor din import.

BIBLIOGRAFIE

[1 Topciev, A. V. și Suris, N. A,: *Mașini dlia ocistnth rabot.* Gosgortehizdat, 1962.

[2] Liuboscinski, D. M. ș.a. *Razrușenie uglei ispolnitelntmi organami vtiemocinth mașin.* Gosgortehizdat, 1961.

[3] * * * *Noi cercetări în tehnica tăierii.* Eikhoff-Mitteilungen, nr. 3, Dortmund, 1958.

[4] * * * *Mașini pentru mecanizarea parțială și totală a extracției cărbunelui.* Eikhoff-Mitteilungen, nr. 2/3, Dortmund, 1959.

[5] Guppy, C. A. și Johnson, S. N. *Experiments on several production coal plough installations.* Mining Engineering, nr. 29, 1963.

Considerații asupra metodelor de determinare a densității optime pentru lucrările de explorare geologică

Ing. *I. URDEA*

Determinarea densității optime a lucrărilor de cercetare geologică constituie una din problemele fundamentale ale metodicii de explorare.

Cunoașterea și aplicarea în practica de explorare a unor rețele de lucrări de foraj și miniere corespunzătoare asigură conturarea și evaluarea precisă a rezervelor de substanțe minerale utile, a conținutului în componenți utili al acestora și duce, totodată, la creșterea eficienței lucrărilor geologice de cercetare.

În literatura de specialitate au apărut în ultimii ani o serie de lucrări care tratează unele aspecte ale acestei probleme [1], [2], [4], [5], [6] și [9].

În general, lucrările cercetătorilor sînt axate pe următoarele două grupe de metode:

— metoda statisticii matematice;

— metode geologico-experimentale.

Autorii metodei statistice matematice folosesc în calcul formule pe baza cărora determină numărul de interceptări necesar conturării corpului de minereu. Aceste formule, deși diferă ca formă, au, în fond, o serie de elemente comune pe care le vom prezenta în cele ce urmează.

a. Numărul de interceptări necesare este direct proporțional cu valoarea variației parametrului în discuție (grosime, conținut etc.). Mărimea acestui parametru este prezentată sub forme diferite.

Astfel, V. M. Kreiter [6] folosește indicele de variație;

$$V = \frac{\sigma}{M_{mediu}} \cdot 100, \ \%,$$

unde:

$$M_{mediu} = \frac{\Sigma M}{n},$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{\Sigma (M - M_{mediu})^2}{n - 1}},$$

iar:

M — valoarea parametrului în discuție (grosime, conținut etc.);

n — numărul de interceptări.

V. V. Bogațki [1] consideră mai indicată folosirea indicelui de neuniformitate:

$$N = \frac{M_{max}}{M_{mediu}}.$$

V. I. Smirnov [11] folosește abaterea medie practică a parametrului respectiv:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\Sigma (M - M_{mediu})^2}{n - 1}}.$$

b. Numărul de interceptări necesar este invers proporțional cu eroarea de determinare a valorii medii a parametrului respectiv. Această eroare este numită în mod curent eroare de analogie sau de interpolare.

Eroarea de analogie limită după V. V. Bogațki [1] este egală cu:

$$\Delta = \pm \frac{2 (M_{max} - M_{mediu})}{M_{mediu} (n - 1)}.$$

Forma de reprezentare a valorii variației proprietăților substanței minerale utile (luată sub forma coeficientului de variație, a indicelui de neuniformitate etc.) comportă discuții în continuare. În problema determinării valorii erorii de analogie considerăm că este necesară determinarea și fixarea, în funcție de categoria de rezerve, a unor valori-limită. În continuare sînt redate unele propuneri din diferite țări:

	Categoria de rezerve, %			
	A	B	C_1	C_2
U.R.S.S. (V. V. Bogațki)	5—14	15—32	33—45	—
U.R.S.S. (V. M. Kreiter)	15—20	20—30	30—60	60—90
R.P.U.	10—20	35	50	100
R.P.B.	10—20	30	50	—
R.D.G.	5—20	40	60	80—100

Limitele erorii de analogie, rezultate mai sus, sînt desigur discutabile; este însă necesar ca, în viitor, acestea să fie precizate și folosite în practica lucrărilor de explorare.

Metoda statisticii matematice prezintă două deficienţe principale.

1. După cum arată V. M. Kreiter [6], „...Formulele de determinare a numărului de interceptări sînt juste numai în cazul cînd variaţia răspîndirii unei proprietăţi a substanţei minerale utile este conformă cu legea de distribuţie normală (sau curba lui Gauss)".

Lucrările de cercetare au permis să se tragă concluzia că această răspîndire are de multe ori un caracter de variabilitate şi nu corespunde legii normale.

Astfel, în cazul unor zăcăminte de fier, cupru şi aur, curbele de distribuţie a conţinutului pe clase, în funcţie de frecvenţa acestora (fig. *1*, *2* şi *3*), au forme diferite. Forma acestor curbe este determinată de modul de variaţie al conţinutului, de variaţia dimensiunilor corpurilor de minereu etc.

Trebuie menţionat faptul că aceste curbe au o importanţă deosebită în calculul conţinutului mediu prin metoda mediei aritmetice. Astfel, V. V. Bogaţki [1] arată că în cazul curbelor cu asimetrie stîngă (de tipul hiperbolei), conţinuturile medii determinate prin media aritmetică sînt mai mari decît cele reale determinate prin lucrările de exploatare; în cazul curbei cu asimetrie dreaptă, situaţia este inversă. Aceasta pune în discuţie problema determinării conţinutului mediu în funcţie de tipul de curbă, problema determinării conţinutului mediu prin metoda mediei ponderate etc.

Autorii care susţin metoda statisticii matematice — V. V. Bogaţki [1], I. Silaş ş.a. [9] — arată că, deşi curbele de răspîndire a proprietăţilor substanţei minerale utile nu au o distribuţie normală, erorile de analogie corespunzătoare prezintă o curbă foarte apropiată, ca formă, de distribuţia Gauss — Laplace. Autorii respectivi consideră că acest argument permite folosirea metodei statisticii matematice în determinarea numărului necesar de interceptări.

Tot pe această linie A. Creangă [2] susţine, în baza lucrărilor experimentale ale lui M. Allais, că conţinutul în componenţi utili al unui zăcămînt urmează o repartiţie lognormală; acest lucru permite „ca la baza estimării perspectivelor miniere în diferite regiuni să stea metode cu caracter probabilistic statistic". Trebuie remarcat că această afirmaţie este adevărată numai parţial şi anume în cazul curbelor cu asimetrie slab pronunţată ca cea din figura 1; pentru curbe de tipul celor din figura 2, acest lucru nu este valabil.

2. Formulele statisticii matematice pentru determinarea numărului de interceptări folosesc ca elemente principale valoarea variaţiei parametrilor corpurilor de substanţe minerale utile şi eroarea de determinare a valorii medii a acesteia. Formulele respective nu ţin seama de dimensiunile reale, concrete ale corpului de minereu.

Pentru a evita această situaţie în formulele respective se fixează de la început, în mod arbitrar, dimensiunile corpului de substanţă

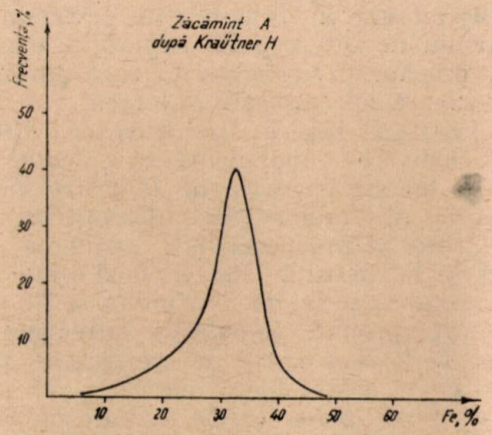


Fig. 1.

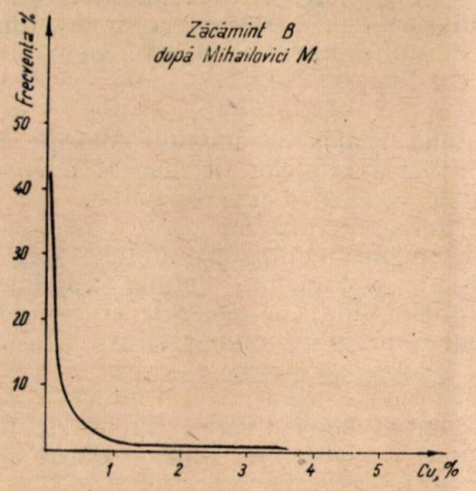


Fig. 2.

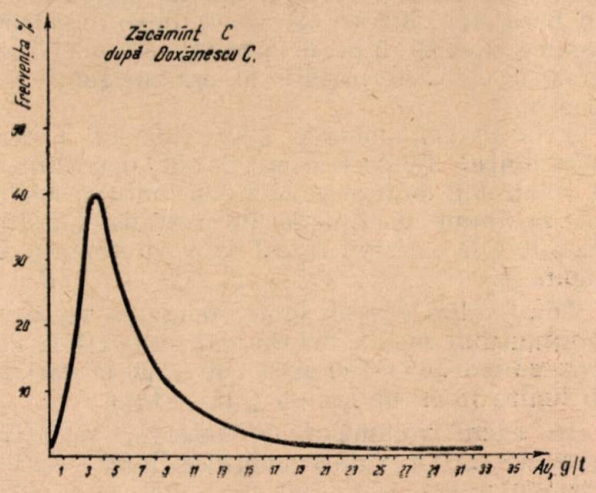


Fig. 3.

minerală utilă. Astfel, Bogaţki foloseşte ca element iniţial volumul minimal de rezerve al unui zăcămînt, considerat ca exploatabil în condiţiile tehnice actuale. În continuare, în calcul, acest autor apreciază o grosime medie şi deduce astfel suprafaţa zăcămîntului. I. Silaş ş.a. [9] folosesc în formulele de determinare a numărului de interceptări suprafaţa zăcămîntului, precum şi suprafaţa în care parametrii îşi păstrează aproximativ valoarea.

A. Creangă [2], L. B. Slichter [10] şi R. M. Ellis [3] fundamentează calculul reţelelor de lucrări pe raportul R dintre valorile probabile ale minereurilor descoperite V şi costul total al prospectării C, astfel ca acest raport să fie maxim. Într-un mod asemănător celui arătat mai sus G. Matheron şi Ph. Formery [7] propun calcularea numărului de interceptări în funcţie de „pierderile financiare" P şi „costul lucrărilor" R; cercetarea optimă fiind aceea căreia îi corespunde un minimum al sumei $P + R$.

Din cele arătate mai sus, reiese că cele două deficienţe principale ale metodei statisticii matematice (şi în special a doua) limitează sfera de aplicabilitate a acestei metode.

*

A doua grupă de metode folosite pentru determinarea reţelelor de lucrări o constituie metodele geologico-experimentale.

Din această grupă fac parte: metoda răririi reţelei, metoda comparării datelor exploatării cu cele ale explorărilor, metoda experimentală.

Metodele fiind, în general, cunoscute, mai jos sînt prezentate numai cîteva consideraţii critice asupra acestora.

1. Metoda răririi reţelei se foloseşte pentru determinarea reţelei de lucrări, precum şi a distanţelor optime dintre probele recoltate pe galeriile direcţionale.

Deficienţa ei principală constă în faptul că se foloseşte ca element de comparaţie volumul de rezerve, sau conţinutul mediu, determinate în baza unor lucrări executate după un gabarit anume ales şi faţă de aceasta se calculează eroarea de determinare a parametrului respectiv.

Prin această metodă s-au calculat pentru zăcămîntul Teliuc-Est erorile de determinare a volumului de rezerve şi a conţinutului mediu pe zăcămînt în funcţie de reţeaua folosită. Rezultatele acestui calcul sînt prezentate în figura 4.

Din analiza acestui grafic reiese că valoarea conţinutului mediu determinat prin reţele cuprinse între 100 × 100 m şi 300 × 200 m variază în limite mici (de la +5% la −4%).

În cazul volumelor de rezerve, variaţiile acestora ating valori cuprinse între −13% (pentru reţea 100 × 100 m) pînă la − 40% (pentru reţea 200 × 200 m).

Apreciem că în cazul zăcămîntului Teliuc-Est, sau pentru zăcăminte de tip asemănător, folosirea în lucrările de explorare a reţelei de foraj 200 × 100 m nu ar duce la erori prea mari faţă de reţeaua 100 × 100 m.

2. Metoda comparării datelor geologice de explorare cu cele de la exploatare dă posibilitatea aprecierii reţelelor folosite anterior în explorarea unor zăcăminte, actualmente aflate în faza de exploatare şi fixarea, în funcţie de aceasta, a distanţelor optime dintre lucrări.

3. Metoda experimentală permite ca în baza documentaţiei geologice a zăcămintelor în exploatare, sau chiar în faza de explorare de detaliu, prin folosirea de reţele de lucrări diferite să se calculeze gradul de precizie sau de eroare în determinarea volumului de rezerve şi a conţinutului mediu; avînd prealabil fixate limitele erorii de analogie, se pot calcula reţelele optime de lucrări pentru aceste zăcăminte. Concluziile respective pot fi după aceea extinse asupra perimetrelor aflate în stadiul de prospecţiune-explorare sau explorare preliminară.

Prin metoda arătată mai sus pentru zăcămîntul Bălan-Central s-au determinat reţelele optime în funcţie de erorile de analogie fixate pentru categoriile de rezerve.

Rezultatele acestui calcul sînt prezentate sintetic în figura 5.

Din analiza acestui grafic reies următoarele:

— erorile de determinare a volumului de rezerve au semnul minus;

— variaţiile erorilor reţelelor în care distanţa între profile este o mărime constantă au forma unor curbe aproape liniare;

— între cele trei grupe de reţele folosite (grupa I, II şi III) erorile au valori cuprinse între 3 şi 6%.

Totodată, din analiza acestui grafic reiese că reţelele optime pentru zăcămîntul Bălan-Central sînt următoarele:

categoria A: 25 × 25 m, eroare — 8,7%;
categoria B: 50 × 50 m, eroare — 16,3%;
categoria C_1: 100 × 75 m, eroare — 22,9%;
categoria C_2: 300 × 100 m, eroare — 44,0%.

Considerăm că pentru zăcămîntul Bălan-Nord, şi eventual pentru zăcăminte asemănătoare din punctul de vedere al structurii geologice, reţelele arătate mai sus vor putea fi aplicate informativ, urmînd ca prin lucrările de explorare să se precizeze reţeaua optimă de lucrări.

*

Din analiza metodelor de determinare a gabaritelor de lucrări, precum şi din practica lucrărilor de explorare executate de T.P.E.M., se pot trage următoarele concluzii:

1 — metoda statisticii matematice se poate folosi pentru determinarea reţelelor de lucrări

în faza de proiectare şi de prospecţiune-explorare. În timpul executării lucrărilor de explorare preliminară şi de detaliu se va folosi ca metodă de control a reţelelor determinate prin metode geologico-experimentale;

exploatare, pentru obiective ca Leşul Ursului, Moldova Nouă etc.;

4 — în faza de explorare de detaliu metoda experimentală se poate considera ca fiind cea mai corespunzătoare, atît din punctul de vedere

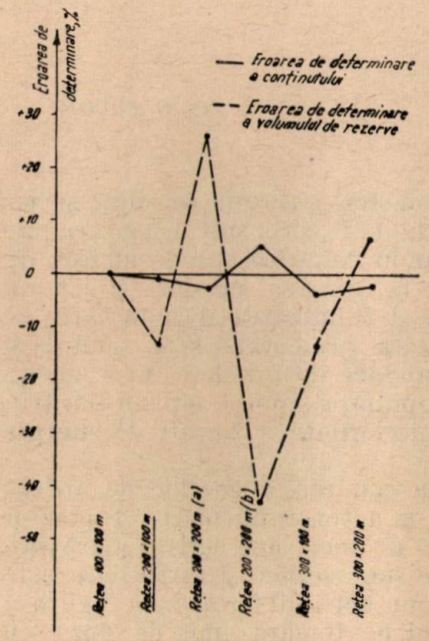


Fig. 4.

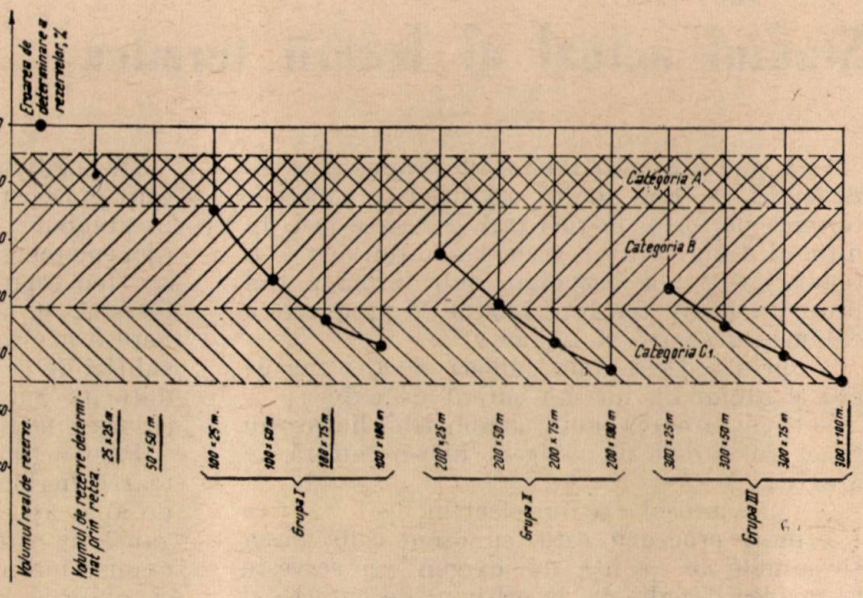


Fig. 5.

2 — metoda răririi reţelei se poate folosi ca metodă principală de determinare a gabaritelor în cîmpuri miniere noi şi ca metodă auxiliară pentru zăcămintele în extinderea cîmpurilor miniere în explorare;

3 — metoda comparării cu datele exploatării va putea fi folosită pentru zăcămîntul Teliuc-Central şi în viitor, după darea în

al eficienţei şi preciziei, cît şi a posibilităţilor de aplicare. Prin această metodă, în baza documentaţiei existente pentru o serie de zăcăminte ca: Burloaia, Leşul Ursului, Bălan, Ghelar-Est, Teliuc-Est, Moldova Nouă, se vor putea determina reţelele optime corespunzătoare gradului de eroare admis pentru categoria de rezerve.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bogaţkii, V. V. *Matematiceskii analiz razvedocinoi seti.* Gosgeoltehizdat, Moskva, 1963.

[2] Creangă, A., Lari, I. şi Teodorescu, R. *Asupra aplicării metodelor statistice la prospectarea minereurilor şi substanţelor minerale utile.* Studii şi cercetări matematice, nr. 2, anul XIII, Ed. Academiei R.P.R., 1962.

[3] Ellis, R. M. şi Blackwell, J. H. *Optimum prospecting plans in mining exploration.* Geophysics, vol. XXIV, nr. 2, 1959.

[4] Filko, A. S. *Analiz plotnost razvedocinoi seti na molibdenovth mestorojdeniah.* Razvedka i ohrana nedr, nr. 2, 1961.

[5] Henbom, A. B. *Dostovernost razvedki sploşnth kolcedannth rud Kirovgradskogo raiona na Srednem Urale.* Razvedka i ohrana nedr, nr. 5, 1957.

[6] Kreiter, V. M. *Poiski i razvedka mestorojdenii poleznth iskopaemth.* Gosgeoltehizdat, Moskva, 1961.

[7] Matheron, C. şi Formery, Ph. *Recherches d'optimum dans la reconnaissance et la mise en exploitation de gisements miniers.* Annales des mines, iunie, 1963.

[8] Semenik, V. D. *Analiz plotnost razvedocinth vtrabotok pri razvedke mestorojdenii redkometalnth pegmatitov.* Razvedka i ohrana nedr, nr. 10, 1961.

[9] Silaş, I., Gurău, A., Murgu, M., Răduţă, T., Mercea, E., Bădulescu, I. şi Branişte, P. *Consideraţii asupra alegerii distanţei optime dintre lucrările de explorare la zăcămintele de minereuri.* Revista minelor, nr. 7, 1963.

[10] Slichter, L. B. *Optimum prospecting plans.* Economic Geology, Fiftieth Aniversary volume, 1955.

[11] Smirnov, V. I. *Geologiceskie osnovi poiskov i razvedok rudnth mestorojdenii.* Izdatelstvo Moskovskogo Universiteta, Moskva, 1959.

Leforditva
F02975/65

Stadiul actual al forării termice

Ing. D. FODOR

Începînd din anul 1902 s-au propus şi experimentat de mai multe ori diferite procedee termice de foraj, în roci tari şi foarte tari. În ultimul timp forajul termic s-a dovedit a fi productiv şi s-a dezvoltat sub formă a trei procedee distincte, după modul de producere a căldurii necesare şi anume:

— prin arderea unei pulberi de fier sau de fier şi aluminiu, într-un curent de oxigen;

— prin arderea unui combustibil lichid sau gazos în curent de oxigen, într-o cameră de ardere;

— cu ajutorul arcului electric.

Primul procedeu este cunoscut sub forma şi numele de „suliţa de oxigen" şi serveşte la topirea dopului de la orificiul de curgere al furnalelor şi la forarea în beton, beton armat şi roci extrem de dure. El constă în aducerea la incandescenţă a capătului unui tub de oţel cu diametrul de 20—60 mm şi cu pereţi groşi, care prin insuflare în interior a unui curent de oxigen comprimat arde. Datorită căldurii de ardere a fierului, roca sau minereul se transformă într-o masă topită de silicaţi şi este aruncată, în afara găurii forate, o dată cu eşaparea gazelor fierbinţi. Acest procedeu a fost încontinuu perfecţionat, iar varianta modernă este aceea la care în locul tubului de fier se arde o pulbere de fier sau un amestec de pulberi de fier şi aluminiu.

S-a dovedit că proporţia optimă la procedeul cu arderea unui amestec de pulberi este de 75—85% pulbere de fier şi 25—15% pulbere de aluminiu.

În comparaţie cu costul perforării obişnuite, costul perforării termice este mare, ceea ce face ca utilizarea „suliţei de oxigen" să intervină numai în cazuri excepţionle ca: demolarea grinzilor de beton, spargerea blocurilor sau fundaţiilor de beton, topirea dopului de la orificiul de curgere al furnalelor etc.

Pentru a înlătura dezavantajele prezentate de acest sistem, a fost conceput un nou sistem de perforare termică, cu ajutorul perforatorului cu duză şi jet, la care tubul de oţel nu arde, ci este răcit cu apă. Posibilitatea unei aplicări efective a acestui procedeu a fost creată numai în ultimii ani, prin folosirea duzelor construite pe principiul motoarelor de tip rachetă.

Dispozitivul de foraj termic cu duză şi jet este cunoscut în U.R.S.S. sub denumirea de „termobur", iar în America sub denumirea de „jet piercing". La forarea cu duză şi jet nu are loc topirea şi fluidizarea rocii în care se forează, ci flacăra proiectată spre fundul şi pereţii găurii produce desprinderea unor aşchii subţiri de pe suprafaţa supusă acţiunii flăcării, datorită puternicei dilatări cauzate de energia calorică mare.

Prin acţiunea comună a gazelor de ardere foarte fierbinţi şi a tensiunii mari a vaporilor de apă, aşchiile de rocă sînt suflate afară din gaură cu viteze supersonice şi astfel roca este expusă încontinuu acţiunii flacării. În figura 1 se observă jetul de flacără emis de duza cu jet termic.

Echivalentul mecanic al căldurii reprezintă aproximativ 500 CP astfel încît pe fundul găurii se află concentrată o foarte mare cantitate de energie într-un spaţiu foarte mic, ceea ce explică randamentele ridicate obţinute la întrebuinţarea acestui sistem de foraj, în roci adecvate pricipiului termic de dezagregare.

Al treilea sistem de foraj termic a fost brevetat de curînd în U.R.S.S. şi constituie ultima realizare în acest domeniu. Curentul electric produce un arc electric de formă circulară care, datorită temperaturii lui înalte, acţionează similar cu duza cu jet termic asupra mineralelor şi rocilor. Dispozitivul cu arc electric este superior celorlalte sisteme termice de foraj datorită inexistenţei pulberilor de metal sau a altor combustibili, ceea ce duce la lipsa aproape în întregime a gazelor de ardere.

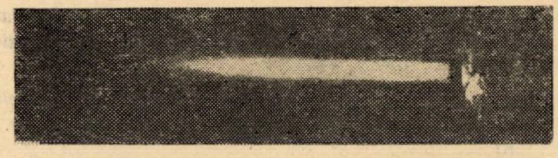


Fig. 1. Jet de flacără emis de perforatorul cu duză cu jet termic.

Vaporii de apă sau aerul încălzit nu împiedică cu nimic desfăşurarea normală a operaţiilor de forare.

Dintre cele trei procedee prezentate, procedeul cu duză şi jet de flacără a luat cea mai mare răspîndire şi este întrebuinţat în momentul

de față pe scară industrială în exploatările la zi din U.R.S.S., S.U.A., R. D. Germană, Canada etc. În cele ce urmează se vor arăta realizările obținute la utilizarea acestui procedeu de foraj.

Comportarea mediului mineral anizotrop sub acțiunea căldurii

Mecanismul de dezagregare a rocilor sub acțiunea căldurii este bazat pe dilatarea neuniformă a cristalelor ce alcătuiesc roca și nașterea unor tensiuni apreciabile în roca respectivă, din cauza diferenței de temperatură creată între diferitele minerale ale rocii încălzite.

Principalii factori fizico-mecanici care determină dezagregarea rocilor sub acțiunea căldurii sînt:

— tăria și elasticitatea rocilor;

— conductibilitatea termică a diferitelor minerale ce alcătuiesc roca respectivă;

— căldura specifică a mineralelor;

— coeficientul de dilatare termică a mineralelor și a rocii în general;

— modificarea polimorfă sub acțiunea căldurii.

Sub acțiunea căldurii rocile tari se dezagregă mai intens decît rocile moi, deoarece în rocile tari schimbări neînsemnate de volum produc tensiuni maxime.

În cazul dezagregării termice nu interesează variația absolută a volumului elementului încălzit, ci numai diferența dintre variația reală a volumului și deformațiile compensate prin elasticitatea rocilor.

S-a constatat că, pe măsura creșterii limitei de elasticitate, este nevoie de un consum mărit de căldură pentru dezagregarea aceluiași volum de rocă, deoarece la dilatarea unei felii încălzite dintr-o rocă foarte elastică nu se nasc deformații critice, din cauza domeniului larg de elasticitate. Deci, cu cît limita de elasticitate este mai mare, cu atît dezagregarea mineralelor sub acțiunea căldurii se produce mai greu.

Conductibilitatea termică a unei roci depinde de conductibilitatea termică a componenților mineralogici care alcătuiesc roca și este influențată de structura și textura rocii în cauză, deoarece se știe că la o rocă cu textură compactă, neorientată și structură microgrăunțoasă, căldura se propagă în toate direcțiile cu aceeași viteză, pe cînd la rocile ce prezintă o textură șistoasă sau stratificată, conductibilitatea termică este mai mare în direcția stratificației decît în direcția perpendiculară pe aceasta.

Conductibilitatea termică mică duce la creșterea gradientului de temperatură dintre feliile vecine de rocă și la mărirea productivității forajului termic. La același consum de energie termică, în diferitele categorii de roci, există un raport invers între căldura specifică a rocii și viteza forajului termic. Aceasta se explică prin aceea că, cu cît căldura specifică a mineralelor componente, care într-un tot unitar formează roca, va fi mai mare, cu atît mai mare va fi și energia termică cheltuită pentru mărirea diferenței de temperatură dintre cristale, fenomen care are drept final dezagregarea rocii.

Rocile anizotrope sînt formate din asocierea diferitelor cristale cu diferiți coeficienți de dilatare în direcții diferite. Pe măsura creșterii coeficientului de dilatare volumetrică a mineralelor și a gradientului de temperatură dintre feliile vecine ale rocii încălzite, se mărește tensiunea termică în rocă și în consecință și viteza forajului termic.

Dezagregarea datorită energiei termice se produce foarte intens în roci cu cristale mari și cu compoziție mineralogică complexă, pentru că în acest caz avem de-a face cu călduri specifice și conductibilități termice diferite, care dau naștere unor tensiuni de compresiune, întindere și forfecare, ceea ce duce la perturbarea poziției reciproce a cristalelor și formarea de fisuri, crăpături și desprinderi în masivul de rocă.

Pe lîngă factorii arătați mai sus, importantă este și proprietatea de transformare polimorfă a unor minerale.

De exemplu, cuarțul prin încălzire suferă succesiv schimbări cristaline poliforme, însoțite de o schimbare bruscă a volumului cu absorbție sau degajare a căldurii de transformare.

Pentru forajul termic prezintă interes transformările polimorfe ale cuarțului, însoțite de dilatarea volumetrică apreciabilă și rapidă.

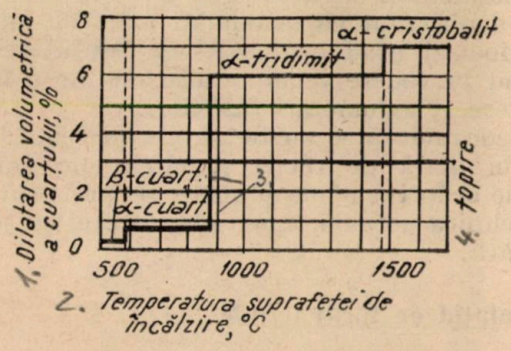


Fig. 2. Dilatarea volumetrică a cuarțului în funcție de temperatura suprafeței de încălzire.

După cum se vede din figura 2 creșterea volumului atinge valoarea maximă în cazul cuarțului cristobalit — deci pentru un foraj intens temperatura de 1 500 °C este cea mai indicată. În general, pe măsura creșterii temperaturii se micșorează rezistența rocii, după cum se vede

în figura 3, totuşi în forajul cu duză şi jet se folosesc temperaturi de 1 200—1 350 °C pentru că trebuie să se ţină seamă şi de proprietăţile celorlalte minerale ale rocii, nu numai ale cuarţului, deoarece unele dintre acestea, la

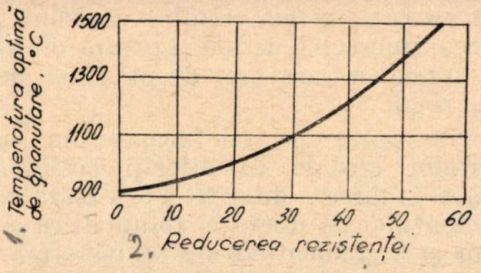


Fig. 3. Creşterea temperaturii optime de granulare luînd în considerare reducerea rezistenţei rocii datorită încălzirii.

temperaturi mai ridicate decît cele indicate mai sus, îşi pot pierde elasticitatea şi se topesc, frînînd brusc procesul de forare.

Forma şi dimensiunile liniare ale particulelor rezultate în urma forajului termic depind de proprietăţile cristalografice ale rocii şi de regimul de lucru al agregatului.

Roci adecvate forajului termic

Din experimentări practice pe teren şi cercetări de laborator s-a stabilit că rocile se aşchiază cu atît mai bine cu cît ele sînt mai tari şi mai acide. Se pretează bine la forajul termic următoarele minerale şi roci: cuarţul, calcarul, dolomita, hematita, barita cuarţiferă şi microcuarţiferă, taconita, gresiile tari, cuarţitele, gnaisul, granitul, sienitul, riolitul, dacitul, andezitul etc. Chiar şi unele roci bazice se pretează la forajul termic, însă comportarea lor este mult mai diferită de cea a rocilor acide. Majoritatea gabrourilor şi bazaltelor nu prezintă economicitate la acest gen de foraj.

S-a observat că acumulări mari de mică şi plagioclazi produc greutăţi în forajul termic, avînd în vedere tendinţa acestora de a forma cratere şi aglomerări fuzibile.

Deocamdată se poate afirma, cu certitudine, că în afară de rocile şi mineralele arătate, rocile eruptive acide şi neutre se pretează bine la tehnica actuală a forajului termic cu jet de flacără.

Instalaţia de foraj termic

Partea cea mai importantă a unui perforator cu duză şi jet este camera de ardere, care ca formă şi dimensiuni trebuie să satisfacă următoarele condiţii: arderea să fie stabilă fără pulsaţii, întreruperi, erupţii şi stingerea flăcării, amestecarea bună a combustibilului şi oxigenului, rezistenţa hidraulică mică, răcirea sigură a părţilor încălzite. Dimensiunile şi construcţia camerei se stabilesc prin calcule şi se corectează pe bază de experienţe. În figura 4 sînt prezentate graficele care caracterizează cu aproximaţie desfăşurarea fazelor principale ale procesului de-a lungul camerei.

În porţiunea 0—1 se desfăşoară simultan toate procesele. În acest sector se termină pulverizarea, iar partea componenţilor intraţi în reacţie reprezintă un procent foarte mic. În porţiunea 1—2 se termină vaporizarea componenţilor. În ultima porţiune a camerei predomină temperaturile înalte şi se termină amestecul combustibilului. Viteza gazului variază încet în cameră şi se măreşte brusc în duză. Presiunea gazului în cameră scade încet pe măsura accelerării vitezei curentului de gaz sub influenţa căldurii puternice şi scade brusc în duză.

Temperatura în zona proceselor de pregătire (pulverizare, vaporizare, amestec) rămîne aproape constantă, creşte brusc în zona de ardere şi se micşorează la destinderea gazului în duză. Curentul specific de căldură are valori diferite în diferite părţi ale pereţilor camerei şi duzei. De obicei, el ajunge la o valoare maximă în secţiunea critică a duzei sau înaintea ei. Acestui sector îi corespund temperaturile locale înalte ale pereţilor.

În practică s-au făcut construcţii de camere de ardere cu o singură duză dispusă central, sau excentric, şi construcţii de camere de ardere

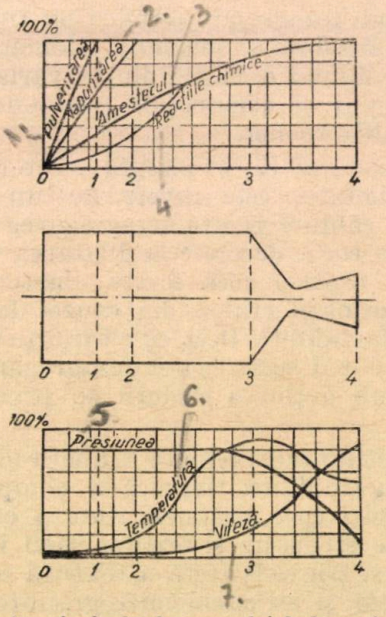


Fig. 4. Fazele principale ale procesului de lucru în camera de ardere şi în duză.

cu mai multe duze dispuse lateral, studiindu-se şi analizîndu-se rezultatele obţinute în cazul forării, cu cele două variante de construcţie ale camerei de ardere.

În figura 5 sînt prezentate construcţii de camere de ardere cu dispunerea duzelor.

Din cercetări s-a constatat că cel mai eficace injector este cel construit cu trei duze la care duza din mijloc este deplasată faţă de centru.

Din practică s-a constatat că energia termică a duzelor laterale este utilizată mai complet în comparaţie cu duza centrală, deoarece

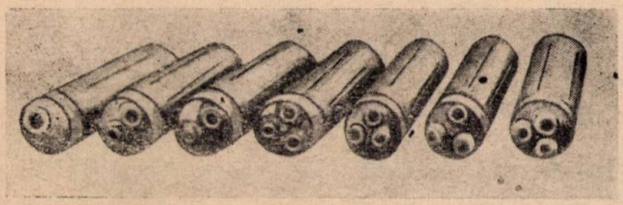


Fig. 5. Camere de ardere cu duze.

curentul de gaze, după încălzirea rocii, este reflectat pe peretele opus şi în felul acesta menţine pe acest perete temperatura de încălzire t_{in} în decursul timpului T_{dz}. Acest lucru duce la un coeficient de eficacitate k a duzelor laterale care poate lua valori între 4,5 şi 5,5 şi depinde de diametrul injectorului, unghiul duzelor şi regimul lor de lucru.

Întrebuinţarea injectoarelor cu duze laterale asigură :

— creşterea randamentului duzelor şi a întregii instalaţii ;

— creşterea temperaturii gazelor fără a provoca topirea rocii ;

— reducerea consumului de combustibil şi oxigen fără a micşora viteza de forare ;

— creşterea mărimii curentului total de căldură şi a vitezei de forare.

În cazul forajului termic a unei găuri de sondă, în funcţie de aşezarea duzelor, frontul de lucru din interiorul găurii capătă forma unei calote sferice, a unui cilindru, sau a unui elipsoid.

Cercetările şi construcţiile de utilaj pentru forajul termic s-au dezvoltat pe două căi şi anume : construcţia de sondeze cu duză şi jet de flacără pentru forajul găurilor de mare diametru şi mare adîncime şi construcţia de perforatoare manuale cu duză şi jet de flacără pentru perforarea găurilor de mină obişnuite.

Cele mai importante tipuri de sondeze pentru forajul cu flacără, construite pînă în prezent, constau din următoarele subansamble principale : trenul de roţi sau şenile, cadrul sondezei, stîlpul de susţinere, carcasa metalică, rezervoarele de combustibil, tubul injector.

La capătul inferior al tubului injector se află o cameră de amestec şi combustie în care se arde ulei de parafină sau alt ulei cu viscozitate mică, cu oxigen pur. Uleiul şi oxigenul sînt conduse la camera de combustie prin două furtunuri de cauciuc, iar printr-un al treilea furtun se conduce apa pentru răcirea camerei de ardere, a duzei şi a curăţitorului (fig. 7). Apa ajunsă pe fundul găurii în stare de vapori supraîncălziţi contribuie la îndepărtarea detritusului din gaură.

Pentru diferite scopuri au fost construite două dispozitive de foraj cu duză şi jet de flacără. La unul din ele un tub injector de circa 6 m este ataşat cu ajutorul unui cablu la

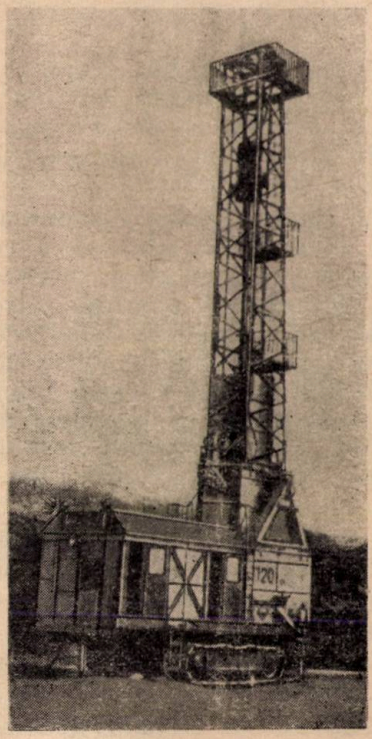


Fig. 6. Vedere generală a sondei pentru forajul cu flacără.

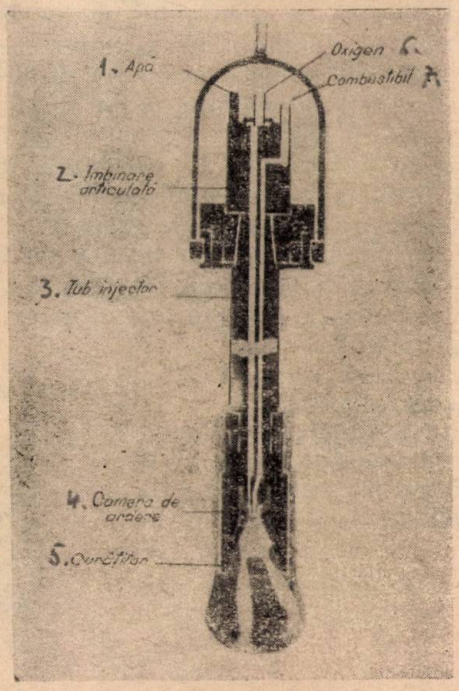


Fig. 7. Ansamblul dispozitivului de forare cu jet de flacără.

un dispozitiv de foraj percutant cu cablu. Dispozitivul posedă o singură duză de ardere şi poate executa găuri de 50 m adîncime şi mai mult. Modul de lucru este următorul: se aprinde flacăra şi se coboară tubul injector pînă la fundul găurii, după aceea se ridică tubul injector cu 15 cm şi se menţine astfel cîteva secunde şi apoi este coborît din nou pe fund.

Dacă în timpul forajului anumite minerale se topesc, ele sînt stropite cu apă de răcire şi devin casante, iar la nevoie, prin lovire cu curăţitorul, sînt desprinse de pereţii găurii şi suflate afară din gaură.

La unele sondeze, tubul injector cu camera de ardere se roteşte cu ajutorul unei mese de rotaţie, spre a se obţine găuri cît mai circulare. Viteza de rotaţie este cuprinsă între 6 şi 30 rot/min. La aceste sondeze camera de combustie are trei duze din care ies flăcări de lungimi diferite. În felul acesta se obţin găuri aproape circulare cu o viteză de avansare mai mare. La acest dispozitiv, adîncimea de foraj depinde de lungimea tubului injector, care nu trece de 15 m.

Pentru exemplificări, se citează sondeza percutantă cu cablu BS—1 modificată, iar ca sondeză rotativă cu jet de flacără—sondeza BSO—3 ş.a.

Prin metodele mecanice de forare se produc găuri netede, aproape perfect circulare, deşi această formă nu este neapărat necesară pentru o gaură de sondă.

Un avantaj principal al acestui procedeu de foraj, constă în aceea că gaura de sondă poate fi lărgită în orice punct de pe lungime prin formarea cuptorului. Lărgirea secţiunii se execută prin ridicarea camerei de ardere şi menţinerea ei la nivelul dorit, sau după executarea găurii se trece din nou tubul injector cu camera, cu viteză mică în porţiunile unde se doreşte formarea cuptorului. Astfel, la aceeaşi lungime de gaură centrul de greutate a încărcăturii explozive poate fi mutat mai jos (fig. 8), ceea ce duce la eficacitatea mai mare a exploziei, economisirea substanţei explozive, reducerea adîncimii găurilor forate, reducerea cantităţii cartuşelor cu capse şi, în final, reducerea preţului de cost pe tona de substanţă minerală utilă extrasă.

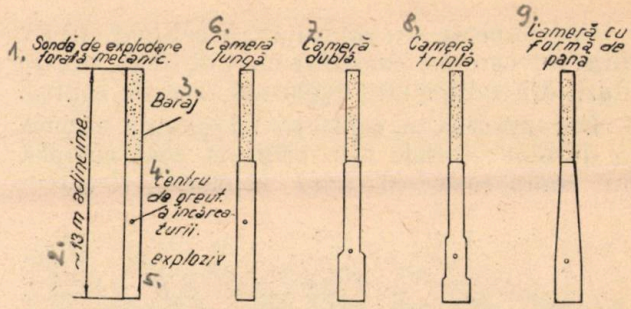


Fig. 8. Forme de găuri forate cu ajutorul jetului de flacără.

Dispozitive manuale de forare termică

Paralel cu construcţia de sondeze cu duză şi jet, se dezvoltă şi construcţiile de perforatoare manuale termice pentru perforarea găurilor de mină.

Astfel, în U.R.S.S., S.U.A. şi R. D. Germană au fost construite perforatoare manuale termice, folosite în exploatările la zi pentru spargerea blocurilor mari.

În figura 9 se prezintă o schemă a termoburului manual sovietic TBR—23, cu care se

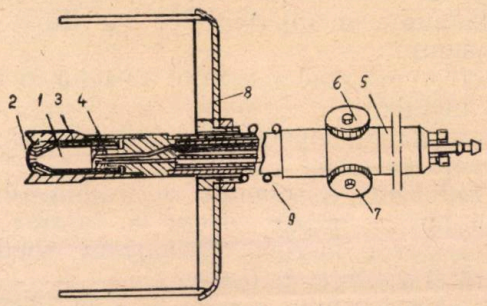


Fig. 9. Vedere generală a construcţiei termoburului manual tip TBR—23.

pot executa găuri cu diametre de 27—30 mm şi cu adîncimea pînă la 2,5 m. Termoburul este alcătuit din arzător şi coadă, legate între ele cu ajutorul unei ţevi cu diametrul exterior de 22 mm. Arzătorul este format din camera de ardere *1* cu ajutajul *2*, calibrorul *3* şi injectorul pulverizator *4*. Camera de ardere este executată din cupru sau din oţel cu mare rezistenţă termică şi este prevăzută cu un dispozitiv de răcire cu apă (fig. 10). Oxigenul,

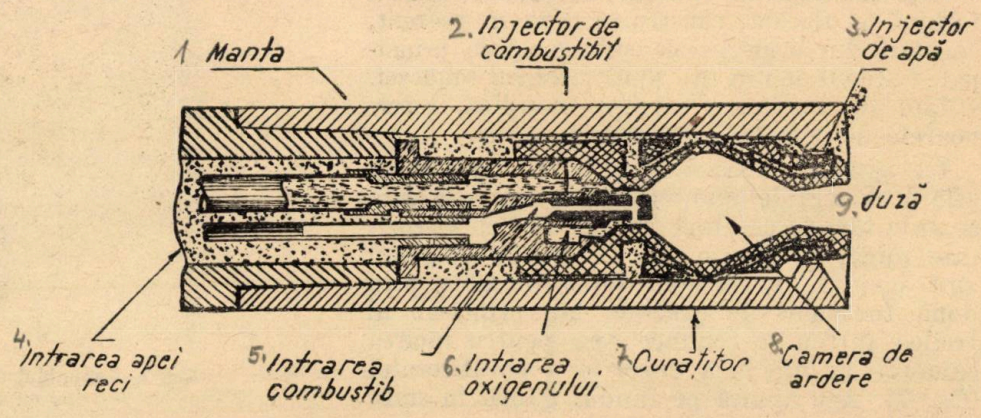


Fig. 10. Detaliu de construcţie a termoburului manual.

petrolul lampant şi apa necesară pentru răcirea arzătorului sînt aduse prin furtunuri de la o instalaţie de alimentare montată pe un autocamion. Coada *5* este prevăzută cu robinete pentru reglarea alimentării cu oxigen *6* şi a petrolului lampant *7*, precum şi cu o supapă de reţinere montată pe ţeava de oxigen. Scutul metalic mobil *8* protejează pe operator împotriva detritusului, a picăturilor de apă şi de abur aruncate din gaura de mină. Scutul este apăsat pe gura găurii cu ajutorul arcului *9*.

Pe acelaşi principiu au mai fost construite perforatoarele termice manuale TBR—34, TBR—52, TBR—92 etc., care se deosebesc în special prin diametrul găurii forate.

Detritusul de foraj constă din aşchii groase de 0,7 mm, care cad pe fundul găurii fără a produce praf, ceea ce la forajul în roci cuarţoase este de mare importanţă.

Indicii obţinuţi la forajul termic a microcuarţitelor şi al baritelor cuarţitice în exploatarea la zi Andreevsk din combinatul de minereuri neferoase Leninogorsk, cu ajutorul perforatoarelor termice TBR—23, sînt următorii:

	Barite cuarţitice	Microcuarţite
Diametrul găurilor, mm	27—30	27—30
Viteza de perforare, m/h		
medie	15	20
maximă	26	33
Numărul găurilor executate	105	35
Consumul pentru forajul unui metru de gaură		
oxigen, m^3	1,3	1,0
petrol lampant, l	0,67	0,5
apă, l	18	13,5

Experienţele de perforare termică, efectuate în condiţii de producţie, au arătat că în faza actuală de perfecţionare a acestui foraj viteza de forare a găurilor de mină cu ajutorul perforatorului termic manual depăşeşte de 6—7 ori viteza forării pneumatice, iar costul de forare a unui metru de gaură este de 5—6 ori mai mic decît costul forării pneumatice.

Rezultatele obţinute comparativ cu celelalte metode de forare

Încă de la introducerea forajului cu flacără în exploatările la zi a ieşit în evidenţă faptul că acesta, aplicat în roci adecvate, este mai ieftin şi mai eficace decît celelalte metode de foraj cunoscute pînă în prezent.

În U.R.S.S. în exploatarea la zi Iugok, viteza medie de foraj în minereuri de fier cuarţitice tari, în 1961, a fost de 4—5, 4—9 m/h, cu un consum de 57 m^3 oxigen şi 27 kg petrol pe metru de gaură.

În condiţiile reale de lucru ale carierei, productivitatea medie pe schimb a sondezei cu duză şi jet de tipul SBO este de 4—7 ori mai mare decît productivitatea medie pe schimb a sondezelor de tip BS—1. În consecinţă se poate afirma că 5—6 sondeze de tipul BS—1 pot fi înlocuite printr-o singură sondeză tip SBO în condiţia asigurării sondezelor cu cantităţi suficiente de oxigen, utilaj auxiliar şi piese de schimb.

În exploatările la zi din Krivoi Rog perforatorul cu duză şi jet a fost experimentat încă din anul 1959, obţinîndu-se rezultate foarte bune, comparativ cu perforarea percutantă. Cele peste 40 sondeze percutante cu cablu tip BS—1 care obţin productivităţi de 2—4 m/schimb — sondeză, în sectoare cu minereu dur şi de 1 m/schimb sondeză, în sectoare cu minereu foarte dur, cu un consum de 5—6 sape pe metru de gaură de mină, pot fi înlocuite cu 6—8 sondeze pentru forajul cu flacără, realizîndu-se o viteză medie de perforare de 4,5 m/h sondeză. În felul acesta va putea dispare gospodăria costisitoare şi complicată a sapelor, precum şi operaţiile de multă manoperă pentru reparaţia şi transportul acestora, va creşte productivitatea muncii şi se vor îmbunătăţi condiţiile de muncă ale muncitorilor din exploatările la zi.

Într-o carieră din S.U.A. după forajul termic a 1 100 metri de găuri de mină de mare diametru, s-au stabilit următoarele: vitezele de forare au fost cuprinse între 4,5 şi 5,1 m/h în taconite, 6 m/h în conglomerate şi 2,7 m/h în diorite intens sericitizate. Timpul net de foraj reprezintă 75%, mutarea dispozitivului inclusiv schimbarea tuburilor de oxigen şi apă reprezintă 7%, iar 4% din timp se consumă pentru schimbarea curăţitorului şi becurilor, precum şi pentru curăţarea găurilor de mină.

În Urali, la exploatarea Kounrad la perforarea termică cu termoburul manual TBR—34, s-a realizat viteza de 20—25 cm/min în găuri de 55—60 mm diametru, adică de 8—10 ori mai mare ca la perforarea mecanică în aceleaşi condiţii locale. Consumurile obţinute au fost următoarele: petrol lampant 4,5—5,5 kg/h, oxigen 15—16 m^3/h, apă 100—110 l/h. La găuri de diametru mare s-a obţinut aceeaşi viteză de perforare, dar cu consum mărit de combustibil.

Deşi costul oxigenului este relativ mare, perforarea termică manuală s-a dovedit a fi de 5—6 ori mai ieftină decît cea mecanică.

În privinţa costului forajului termic de mare diametru, nu sînt publicate date precise şi detaliate, dar se apreciază că costul unui metru de gaură de sondă forată cu flacără este mult inferior celui obţinut prin forajul mecanic.

*

Avantajele incontestabile ale forajului termic constau în necesitatea redusă de personal calificat, mărirea vitezei de foraj, pericolul redus de formare a silicozei, evitarea unor lucrări auxiliare, investiţii mai mici, sfărîmarea secundară redusă ş.a.

În comparație cu forajul rotativ, vitezele realizate în roci foarte tari sînt sensibil egale, însă ușurința executării cuptoarelor a dat cîștig de cauză forajului cu flacără, pe lîngă prețul de cost mult mai scăzut. În momentul de față tehnica minieră acordă un viu interes acestei noi metode de foraj în roci tari și foarte tari, fapt demonstrat prin înființarea de laboratoare pentru forajul termic în U.R.S.S., S.U.A., Canada, R.D. Germană etc. și prin numărul mare de eșantioane trimise la aceste laboratoare din diferite țări ca: Labrador, Peru, Brazilia, Venezuela, Chile, Norvegia, Suedia, Austria etc., pentru determinarea caracteristicilor termice în scopul aplicării forajului termic.

BIBLIOGRAFIE

[1] Koch, V. *Der Derzeitige Stand des Thermischen Bohrens.* Zeitschrift für Erzbergbau und Detallhüttenwesen, nr. 10, 1958.

[2] Bricikin, A. V., Ghenbaci, A. N., Jakupov, I. E. și Ciulakov, P. C. *Teoreticeskie i rascetnie osnovi dlia konstruirovaniia termobura.* Gornîi Jurnal nr. 4, 1957.

[3] Poboran, V. *Exploatări miniere la zi.* Ministerul Învățămîntului, 1964.

[4] Vasiliev, A. P. *Obosnovanie effektivnost termiceskogo sposoba burenia skvajin s primeneniem reaktivnîh gorelok.* Gornîi Jurnal, nr. 8, 1955.

[5] * * * *Drilling by flame at 4.000°* F. Iron and Coal, nr. 4664 vol. 175.

[6] Pokrovski, M. A. *Termiceskii sposob burenia krepkih gornîh porod.* Gornîi Jurnal, nr. 6, 1958.

[7] * * * *Randthermobohrer mit Eindüsenbrenner.* Bergbautechnik, nr. 6, 1957.

[8] Bricikin, A. V., Jakupov, I. E. ș.a. *Rucinoi termobur s odnosoplovoi gorelkoi.* Mehanizația trudoiemkih i tiajelih rabot, nr. 1, 1957.

[9] Calaman, I. I., și Rolseth, H. C., *Technical advanced expand use of jet-piercing process în taconite industry.* Mining Research, vol. II Internațional Symposium, 1962.

[10] Iakupov, A. V. și Potapov, A. I. *Experiența forării cu flacără a găurilor de sondă de împușcare.* Gornîi Jurnal, nr. 1, 1961.

[11] Iakupov, A. V. *Sondele pentru forajul cu flacără.* Gornîi Jurnal, nr. 5, 1959.

[12] Siundiukov, U. M., Ahmetov, M. M. și Bricikin, A. V., *Perforarea termică a găurilor de mină pentru împușcarea secundară în exploatarea la zi.* Gornîi Jurnal, nr. 8, 1959.

Cîteva considerații privind geneza minereului de fier de la Lueta (masivul Hărghita)

Ing. *TATIANA KOSAREVA*
și
ing. *N. CATANĂ*

Ca urmare a lucrărilor executate în ultimii patru ani în regiunea zăcămîntului Lueta, s-a ajuns la anumite concluzii cu privire la modul de formare a minereurilor de fier din această regiune.

În cuprinsul formațiunilor geologice din zăcămîntul Lueta, s-au evidențiat, prin foraje și lucrări miniere, mai multe nivele de minereu de fier, dintre care trei prezintă importanță economică prin rezervele pe care acestea le cantonează.

Primul orizont, cel mai important, este situat pe limita dintre complexul vulcanic și cel sedimentar. Acest nivel a fost urmărit, atît prin lucrări miniere, cît și prin foraje și constituie obiectul actualei exploatări (fig. 1).

Minereul de la limită se prezintă sub forma unui strat lenticular care mulează suprafața ce limitează complexul vulcanic de cel sedimentar, avînd dimensiuni variabile, cu îngroșări și subțieri ce ajung, uneori, pînă la efilare.

În cuprinsul corpului de minereu apar pînă la cinci bancuri de siderită, separate de zone sterile, mai mari de 0,60 m. Grosimea zonei de minereu variază de la cîțiva cm pînă la 26 m (sonda 77), grosimea maximă utilă ajungînd pînă la 15 m. Lungimea pe care a fost urmărit zăcămîntul de la limită este de peste 2 km, iar lățimea — de circa 800 m.

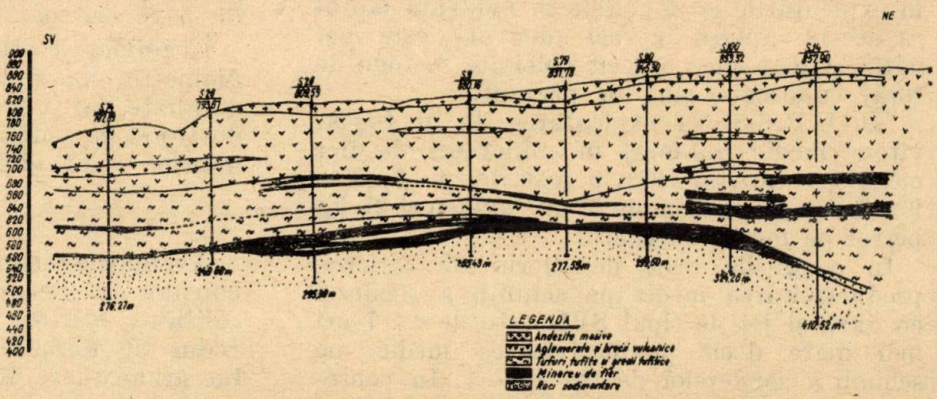


Fig. 1.

În afara stratului de minereu propriu-zis, se întîlnesc în mod frecvent sferosiderite, depuse în masa nisipurilor şi gresiilor din culcuşul zăcămîntului, sau nisipuri sideritice cu concreţiuni de sferosiderită, ce formează acumulări

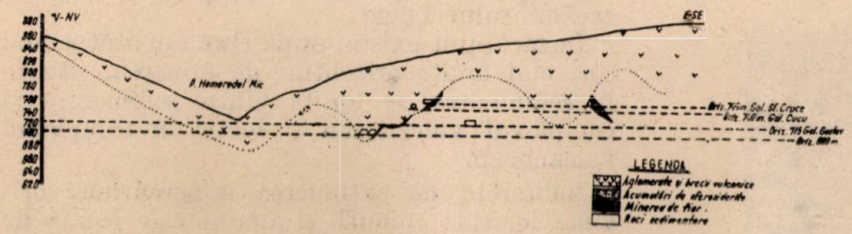


Fig. 2.

coniforme. Este caracteristic pentru acest gen de mineralizare faptul că baza conului este situată pe contactul cu tuful andezitic, iar vîrful pătrunde în nisip (fig. 2).

Minereul este constituit din siderită compactă (fig. 3) gresii şi conglomerate cu ciment

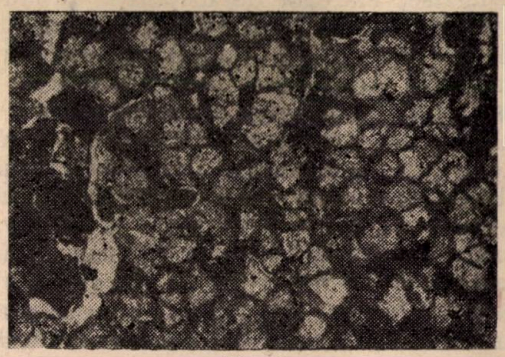


Fig. 3.

Fig. 4.

sideritic (fig. 4), uneori nisipuri sideritifere şi sferosiderite (fig. 5). Conţinutul în fier variază de la 15 la 39%.

În afara orizontului principal de minereu de la limita aglomerate-sedimentar, s-a întîlnit o serie de nivele sideritice, situate în partea inferioară a complexului vulcanogen, dintre care două s-au urmărit pe distanţe apreciabile (fig. 6).

Cele două nivele sînt cuprinse în zonele constituite din roci hibride, de tipul tufitelor, situate în baza complexului vulcanogen.

Primul nivel sideritic din aglomerate este situat imediat deasupra limitei cu sedimentarul (fig. 1). Forma acestui depozit este, ca şi în cazul zăcămîntului de la limită, de strat lenticular, cu îngroşări şi subţieri mai puţin pronunţate, dar cu o extindere mare pe direcţie şi înclinare. Direcţia principală de dezvoltare a mineralizaţiei este NNE-SSV şi s-a urmărit pe o lungime de peste 3 km şi o lăţime variind între 200 şi 1 000 m. Grosimile zăcămîntului variază de la cîţiva cm pînă la peste 3 m, în cuprinsul corpului de minereu apărînd pînă la două nivele utile, separate de steril. În cuprinsul zăcămîntului apar porţiuni în care minereul se efilează, sau are conţinut neindustrializabil. Din punct de vedere mineralogic, în constituţia zăcămîntului se întîlneşte siderită compactă (fig. 7), siderită grezoasă şi aglomerate şi tufuri cu ciment constituit din si-

Fig. 5.

derită (fig. 8). De la un tip de minereu la altul trecerile se fac gradat. Tipul predominant este cel sideritic, acesta prezentînd şi interes economic, avînd conţinuturi în fier ce ajung pînă la circa 40% (sonda 40).

În culcuşul corpurilor de minereu se constată prezenţa unor tufuri ce trec gradat, în funcţie

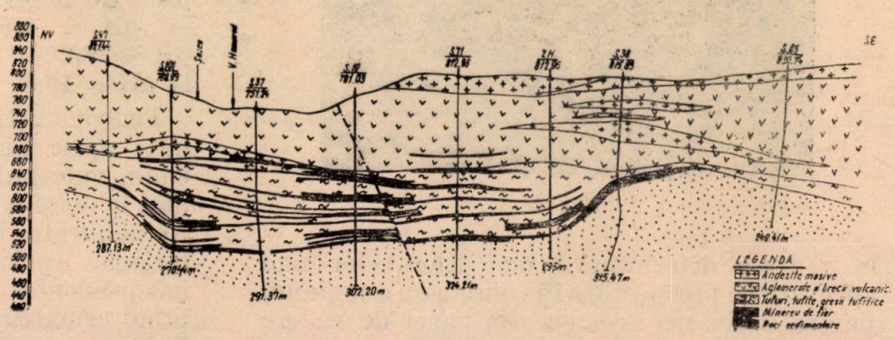


Fig. 6.

de cantitatea de material detritic, în tufite şi chiar gresii tufitice, în care se remarcă prezenţa plantelor carbonificate. În coperiş întîlnim aceleaşi piroclastite, în care elementele detritice apar sporadic.

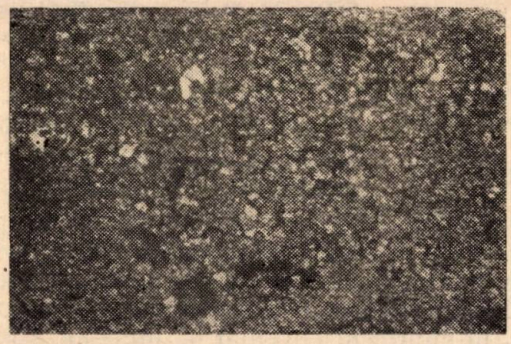


Fig. 7.

Al doilea nivel de minereu din complexul vulcanogen (fig. 1 şi 6) este situat deasupra celui descris, cu care este aproape paralel. Alcătuirea acestuia este întru totul asemănătoare primului nivel descris mai sus. Prin lucrări, acesta a fost urmărit pe o lungime de circa 3 km, lăţimea ajungînd pînă la 1 000 m.

Distanţa pe verticală între cele două nivele de minereu din aglomerate variază de la cîţiva metri pînă la 100 m, de obicei este însă în jur de 50—60 m.

În afara celor trei nivele principale, a căror extindere a fost stabilită prin lucrări, au mai fost interceptate o serie de alte zone cu minereu, la diferite nivele, situate tot în partea inferioară a complexului vulcanogen, dar datorită dimensiunilor lor şi lipsei de elemente necesare corelării, nu a fost posibilă evaluarea lor economică.

Stabilirea genezei minereului de fier de la Lueta constituie în prezent o problemă deosebită

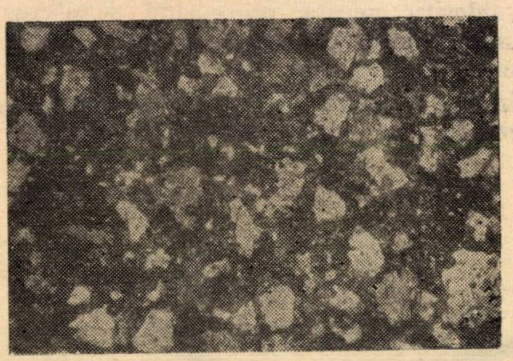


Fig. 8.

în vederea determinării metodelor celor mai adecvate de prospectare în continuare a regiunii, pentru evaluarea acesteia din punct de vedere economic.

Despre geneza acestui zăcămînt există cîteva ipoteze cunoscute din literatura de specialitate, asupra cărora nu vom insista.

În prezenta lucrare încercăm să urmărim, în general, mecanismul formării minereurilor din regiune şi, în special, a celor din perimetrul zăcămîntului Lueta.

În zăcămînt există, după cum am arătat mai sus, mai multe orizonturi de minereu, situate în sedimentar, la limita dintre sedimentar şi complexul vulcanogen şi însăşi în complexul vulcanogen.

Indiferent de extinderea minereurilor, originea lor este comună şi anume este legată de vulcanismul terţiar. Mai jos sînt redate unele exemple care, după părerea autorilor, pot constitui cheia descifrării fenomenelor petrecute cîndva în regiunea Lueta.

În insulele Japoniei, Indoneziei şi Curile, în zonele cu activitate vulcanică actuală, s-a stabilit că, o dată cu încetarea proceselor vulcanice propriu-zise, marcată de dispariţia produselor piroclastice, în aparatul vulcanic se instalează fazele postvulcanice : fumaroliană, solfatariană şi mofetică. Aceste faze postvulcanice se deosebesc după compoziţia şi temperatura produselor pe care le emană. Procesul de răcire durează timp îndelungat. Din gazele rezultate din lavele în curs de răcire, o parte se împrăştie în atmosferă, iar o altă parte se dizolvă în vaporii în curs de condensare, sau în apele vadoase care se infiltrează şi circulă în rocile vulcanice. Ca urmare a acestui proces apar ape termale acide, în compoziţia cărora se întîlnesc acid clorhidric, hidrogen sulfurat, bor, bioxid de carbon etc. Aceste ape, ce înglobează un amestec de diferiţi acizi, au un pH care variază de la 0 la 3 şi intră în reacţie cu rocile prin care circulă, transformîndu-le. Din aceste roci, Fe şi Al trec integral în soluţie, care se îmbogăţeşte în acelaşi timp în alcalii şi elemente alcalino-pămîntoase.

Comportarea ulterioară a elementelor din soluţie este condiţionată de proprietăţile lor specifice şi, în special, de capacitatea lor de a precipita, la un pH determinat de volumul apelor de circulaţie şi de cantitatea precipitaţiilor atmosferice, care diluează apele termale. Precipitarea fierului, de exemplu, sub formă de oxid are loc la $p\text{H} = 2 - 3$, sub formă de protoxid la $p\text{H} = 5{,}5$; hidroxidul de aluminiu la $p\text{H} = 4{,}1$; hidroxidul de mangan la $p\text{H} = 8{,}2 - 8{,}5$; hidroxidul de magneziu la $p\text{H} = 10{,}5$.

Pentru ilustrarea reacţiilor care se dezvoltă între apele termale acide şi rocile vulcanice, citäm vulcanul Ebeco din insulele Curile, studiat în detaliu de cercetătorii sovietici [1], [2]. Actualmente, în vulcan se dezvoltă faza solfatariană. Apele termale formează trei cursuri independente. Din analiza acestor ape se desprind următoarele : în apa ce izvorăşte dintr-o lavă veche predomină între cationii Al şi Fe,

elementele alcaline ocupînd un loc subordonat; în apa ce se găseşte într-o lavă ceva mai tînără, cantitatea de elemente alcaline este aproximativ egală cu cea a elementelor alcalino-pămîntoase, iar apele din izvoarele cantonate în lave actuale, conţin o proporţie ridicată de elemente alcaline şi foarte ridicată de elemente alcalino-pămîntoase.

Faptul că elementele din soluţie provin din rocile prin care circulă apele, se confirmă şi prin aceea că apele termale, care circulă în masa andezitelor alterate, deşi sînt acide (pH = = 0,08), nu conţin cationi metalici.

Paralel cu aceasta, apele de precipitaţie de la periferia zonei, formată din roci alterate, se caracterizează printr-un conţinut extrem de ridicat de aluminiu, ceea ce denotă că au străbătut roci mai puţin afectate de procesele de alterare, fierul fiind spălat anterior.

Din analiza apelor unui pîrîu care colectează apele termale situate pe o curgere de lave vechi, nealterate, avînd un debit de 1,8 m^3/s şi un pH = 1,72 s-a determinat un conţinut de 205 mg de oxizi de fier şi 435 mg oxizi de aluminiu la litrul de apă, ceea ce înseamnă că la vărsarea în apele marine, în timp de 24 ore, trece o cantitate de 35 tone oxid de fier şi 65 tone oxid de aluminiu [2].

Precipitarea elementelor din soluţie este în strînsă legătură cu clima regiunii. Astfel, în insulele Aleutine, unde temperatura este scăzută, precipitaţiile căzînd sub formă de zăpadă şi în cantităţi foarte mici sub formă de ploaie, apele termale avînd un debit mic, procesul de depunere a fierului nu are loc.

În insulele Curile şi ale Japoniei, unde precipitaţiile atmosferice sînt de 1 000—2 000 mm/an ceea ce duce la ridicarea pH-ului soluţiilor de la 2 la 5, sînt create cele mai bune condiţii de precipitare a fierului din apele termale, aluminiul fiind dus mai departe în apele marine [2].

În insulele Indoneziei, unde precipitaţiile sînt abundente (de zece ori mai mari decît în insulele Japoniei şi Curile), aportul apelor meteorice în aparatul vulcanic este mare, fapt care duce la un pH ridicat, fierul depunîndu-se sub formă de limonit, iar aluminiul, neavînd timp să migreze în apa mării, se depune sub formă de terrarossa [2].

Astfel de zăcăminte de fier se exploatează în prezent în Japonia şi Indonezia [3].

Prin analogie cu fenomenele care se petrec actualmente în regiunile arătate, considerăm că şi pe teritoriul munţilor Hărghita-Căliman au avut loc procese asemănătoare şi un paralelism între aceste fenomene s-ar concretiza prin următoarele:

— ambele tipuri de zăcăminte sînt legate de cicluri vulcanice oarecum recente, în zona Hărghita dezvoltîndu-se, în prezent, faza mofetică, iar în insulele Curile, Japoniei etc. dezvoltîndu-se faza solfatariană;

— compoziţia lavelor din cele două regiuni este mai mult sau mai puţin bazică, de tip andezitic;

— în cuprinsul regiunii Hărghita apar iviri de minereu reprezentate prin ocru limonitic şi limonit în alternanţă cu diatomite la Bodwai şi Doboşeni, asemănătoare cu cele din zăcămîntul Gumma din Japonia [3];

— ivirile de la Tuşnad-Băi, a căror depunere sub formă de limonit continuă şi astăzi sub acţiunea apelor termale, sînt identice cu cele din cascada limonitică din insulele Curile [2];

— ambele regiuni sînt bogate în ape termale acide cu un pH scăzut, cu menţiunea că în regiunea Hărghita apele bicarbonatate au putut înlesni depunerea sideritei;

— caolinizările caracterizează în Munţii Hărghitei, ca şi în regiunile cu vulcanism actual (Curile), efectele postvulcanice.

Ca urmare a acestei analize considerăm că formarea zăcămîntului de fier de la Lueta a fost condiţionată de activitatea apelor termale, acide, într-un mediu reducător, strîns legat de procesele de alterare şi levigare a mineralelor din rocile înconjurătoare, cu migraţia elementelor, printre care primul loc l-a ocupat fierul. Rolul reducător l-a jucat mediul apos sau posibil materialul vulcanic eruptiv, rezultat în urma reînoirii activităţii vulcanice.

După modul de prezentare şi răspîndire a minereului de la Lueta, rezultă că depunerea lui a avut loc în mai multe etape.

În prima etapă s-a format, probabil, minereul care este localizat la contactul complexului vulcanogen cu cel sedimentar în prima perioadă de linişte a vulcanismului şi anume într-o fază hidrosolfatariană. Apele termale acide, saturate cu fier, antrenau în drumul lor şi material clastic, care este prezent în cuprinsul zăcămîntului (alături de fragmente de roci sedimentare se întîlnesc într-o proporţie mai mică fragmente de aglomerate, tufuri etc.).

Paralel cu formarea acestui strat de minereu, se pare că pe crăpături au circulat ape descendente, cu conţinut bogat în fier, care se scurgeau în nisipurile din culcuş, depunînd fierul. Astfel se explică prezenţa fierului sub formă de acumulări coniforme (fig. 2).

Bazinul colector se prezenta pe acea vreme sub forma unui golf de mică adîncime, denivelat în direcţia SV. În partea sudică a zăcămîntului, se pare că bazinul era deschis, unde circulau curenţi de fund, favorizînd procesul de formare a sferosideritelor, împiedicînd precipitarea integrală a fierului în porţiunile denivelate ale reliefului. De asemenea se poate ca în perioada respectivă, procesul de depunere a minereurilor să fi urmat mai multe cicluri. Astfel, în orizontul galeriei Herbach în masa conglomeratelor se întîlnesc bucăţi de siderit, rezultate în urma eroziunii minereurilor depuse anterior.

Ciclul următor de depunere a sideritelor a avut loc în a doua perioadă de liniște a vulcanului, de durată mai scurtă, în care timp s-au depus sideritele situate în complexul vulcanogen. Acest ciclu, repetîndu-se, a favorizat formarea unor nivele de produse fine, cărora le corespunde cîte un nivel cu minereu, a cărui extindere și grosime este strîns legată de condițiile existente în bazinul de depunere și durata perioadei de liniștire a vulcanismului.

Avînd în vedere prezența resturilor vegetale din masa corpurilor de minereu, forma și dimensiunile acestor corpuri, prezența unor intercalații frecvente și subțiri de roci sedimentare în baza complexului vulcanogen, procesul de depunere a minereului a avut loc, probabil, în bazine mici de apă, de tip închis, posibil avînd chiar caracter mlăștinos, bogate în CO_2.

În acest proces de depunere a minereurilor, mai ales a celor din complexul vulcanogen, un rol important l-a jucat cenușa vulcanică și materialul clastic antrenat spre bazin, fapt prin care se explică caracterul heterogen al minereului.

În jurul actualului lanț muntos Hărghita-Căliman au existat, probabil, mai multe bazine de sedimentare, care au favorizat depunerea minereurilor de fier, fapt dovedit de prezența acestora pe toată aria de răspîndire a formațiunilor vulcanice din regiune. Condiții de acumulări de importanță industrială au îndeplinit însă numai o parte din acestea, așa cum sînt cele de la Lueta-Vlăhița, Mădăraș-Ciuc și Gura Haitii, cu mențiunea că la Gura Haitii mediul de depunere a fost oxidant. Faptul că actualmente se cunosc iviri importante numai în aceste zone, nu exclude posibilitatea existenței și altor bazine, unde concentrațiile de fier să prezinte interes economic.

Pentru aceasta este însă necesar a se studia formele morfologice preexistente, care au constituit mediul prielnic depunerii fierului și care astăzi sînt acoperite de pătura de produse piroclastice. Identificarea vechiului relief ar putea constitui unul din criteriile importante pentru prospectarea corpurilor de minereu ascunse în adîncime.

Pe lîngă fenomenele de depunere a fierului, se constată că au avut loc și procese ulterioare, de substituire metasomatică. În acest caz sideritul a înlocuit diferitele minerale și în special feldspații și mineralele carbonatate. Acest fenomen apare sporadic și în legătură cu circulația apelor vadoase de temperatură ridicată (devenite termale) care, jucînd un dublu rol, au levigat fierul din diferite minerale depunîndu-l pe fisurile și crăpăturile rocilor, sau au înlocuit metasomatic unele minerale din rocile prin care circulă.

Originea vulcanogen-sedimentară a minereului sideritic de la Lueta, și, după părerea noastră, și a celor de la Mădăraș, legată de activitatea vulcanică terțiară din masivul Hărghita, deschide perspective acestei regiuni, pentru identificarea de noi zone cu concentrații de minereu de interes economic.

BIBLIOGRAFIE

[1] Zelenov, K. K. *O vînose rastvorennogo jeleza v Ohotskoe more ghidrotermami vulkana Ebeko (Insula Paramușir)*. Dokladî A.N. SSSR, vol. 120, nr. 5, 1958.

[2] Zelenov, K. K. *Peremeșcenie i nakoplenie jeleza i aliuminia v vulkaniceskih oblasteah Tihogo Okeana.* Izvestia A.N. SSSR., Seria gheologhiceskaia, 160, nr. 8, p. 58.

[3] Mitsuhi, T. *Mestorojdenia jeleznih rud Japonii.* Sbornik „Jelezorudnie mestorojdenia mira", 1955.

Noi date geologo-miniere privind zăcămîntul de antracit Schela

Geolog *I. ȘERBĂNESCU*

„Formațiunea de Schela" în care se găsește sedimentat antracitul ce se exploatează la minele Padini și Dîlma din Schela-Gorj este foarte tectonizată și din această cauză, atît în literatura geologică, precum și în diversele documentații miniere, se menționează că antracitul este sedimentat în „lentile" sau „cuiburi", dispuse „haotic" în masa frămîntată a sedimentarului.

Observațiile noastre în lucrările miniere de exploatare, sprijinite de cartările detaliate efectuate în subteran de geologul E. Bărbulescu de la E. M. Rovinari, au reținut faptul că toate lucrările se opreau atunci cînd „lentila" se efila ajungînd la 0,50—0,30 m și în frontul de lucru apărea steril, abandonîndu-se lucrările, admițîndu-se că se termina lentila.

Cercetările întreprinse începînd cu anul 1956, completate cu date din cartarea zonei minelor, efectuată la suprafață și în subteran, au dus la stabilirea existenței unei formațiuni productive în complexul „formațiunii de Schela",

identificîndu-se două nivele productive cu litologie caracteristică acestora şi în care se află sedimentate două strate de cărbune, cu extindere şi în afara limitelor perimetrului minier cunoscut.

Cu acest prilej s-a realizat pentru prima dată o orizontare a formaţiunii productive, precizîndu-se şi repere litologice.

Ipoteza că există o continuitate de sedimentare a cărbunelui, menţinîndu-se o direcţie şi o înclinare constantă, a fost sugerată de analiza hărţilor miniere a minelor Padini şi Dîlma, precum şi de interpretarea datelor litologice din subteran.

Elemente suplimentare în sprijinul interpretării s-au obţinut din cartarea detaliată a zonei minelor la sc. 1 : 5 000, din sondaje subterane, precum şi din cartarea amănunţită a lucrărilor miniere.

Rezultatele cunoscute pînă în prezent confirmă ipoteza şi îndreptăţesc continuarea cercetărilor, abandonîndu-se ideea existenţei de „lentile" şi „cuiburi" de cărbune.

În cele ce urmează sînt prezentate o parte din rezultatele obţinute pînă în prezent.

1. Scurt istoric al cercetărilor geologice

Zăcămîntul este cunoscut ca urmare a studiilor de ansamblu asupra Carpaţilor Meridionali făcute de L. Mrazec, G. Murgoci, A. Streckeisen, apoi G. Manolescu, G. Paliuc şi A. Semaka.

Hărţile pe care s-au făcut ridicările geologice în trecut au fost la sc. 1 : 75 000—1 100 000 şi prezintă date generale privind structura geologică a zonei meridionale a Carpaţilor romîneşti. Pentru regiunea care interesează activitatea minieră, în lucrările lui G. Manolescu [4], [5] şi [6] şi St. Mateescu [7] există date mai detaliate.

Autorii citaţi nu au avut o preocupare deosebită pentru o apreciere a valorii economice, deoarece au considerat cărbunele sedimentat în cuiburi sau lentile, dispuse „haotic" în masa frămîntată a sedimentarului, din acesta rezultînd o importanţă economică mică.

I.S.E.M., în „Raport sumar asupra lucrărilor de foraje executate la Schela-Gorj în 1952—1953", menţionează că rezultatele sondajelor sînt neconcludente, avînd o valoare numai informativă.

În anul 1960, sondajele T.P.E.D.M.N., executate în valea Viezuroiul pentru cercetarea zăcămîntului de argilă refractară, nu au întîlnit cărbunele fiindcă toate, fără excepţie, au fost oprite deasupra stratului de cărbune (constatare făcută de noi după corelarea datelor obţinute ulterior).

Sondajele I.S.E.M., cu acelaşi obiectiv, executate în anul 1964 au întîlnit cărbunele la cotele corespunzătoare datelor corelabile.

2. Geologia zăcămîntului

Descrierea ce urmează se referă la zona care cuprinde minele de cărbune Dîlma şi Padini şi în extindere spre sud-est, pînă la valea Viezuroiul.

Stratigrafia. Au fost întîlnite formaţiuni de vîrstă liasică şi pliocenă (acesta transgresiv peste lias), precum şi roci granitice, corespunzînd granitului de tip Susiţa, aşezate peste formaţiunea de Schela.

a. Autohton este considerată ivirea din pîrîul Cartiului, la circa 90 m în aval de confluenţa sa cu un pîrîiaş mic şi la 520 m nord-est de dealul Schela, cota 723.

Roca apare de sub o formaţiune de şisturi negre-cărbunoase, vizibilă pe o lungime de 20 m, în firul apei şi pe versantul stîng al pîrîului Cartiului, pe o înălţime de 1,5 m.

Este un granit alterat, culoare albicioasă, conţinînd mult cuarţ şi feldspat, puţin biotit.

b. Formaţiuni eruptive şi cristalin (pînza getică). Deasupra autohtonului şi peste formaţiunea de Schela, în regiune sînt cunoscute roci granitice puternic alterate, alunecate peste formaţiuni mai noi.

Granite au fost întîlnite în dealul Pădure, cu extindere spre sud pînă la calcarele jurasice din dealul Schela, acoperindu-le în parte, apoi spre nord, peste valea Cartiului pînă în valea Schela; la nord de dealul Schela Nouă au fost întîlnite pe o zonă orientată NV—SE de la valea Schela şi pînă în versantul drept al pîrîului Viezuroiul Mare, trecînd şi în versantul stîng, cu extindere spre pîrîul Pisculuí, în această parte, spre sud, fiind îmbrăcat de pliocen.

Petice mici izolate se mai întîlnesc la circa 300 m nord de gura minei Padini, în versantul drept al pîrîului Schela, precum şi în valea Cartiului.

c. Lias-ul a fost întîlnit în deschideri naturale pe valea Cartiului (pe o lungime de circa 800 m cu ramificaţii pe afluenţi), pe valea Schela (pe o lungime de 2 600 m), pe valea Viezuroiul Mare (pe o lungime de 2 300 m) cu extindere spre valea Viezuroiul Mic (pe circa 400 m) şi în petice izolate de sub pliocen sau granite.

Observaţiile de teren în timpul cartării au arătat că în mod frecvent au fost întîlnite gresii cuarţitice cenuşii-negricioase, fine pînă la grosiere ca treceri spre microconglomerate şi chiar conglomerate; şisturi filitoase cenuşii (argile refractare) compacte sau foioase, precum şi şisturi negre cărbunoase, în general friabile, care conţin intercalaţii cărbunoase. Această componenţă litologică este considerată de diferiţi autori (Mrazec, Murgoci, Manolescu, Mateescu) ca alcătuind ceea ce în literatură se cunoaşte sub denumirea de „formaţiunea de Schela".

Pe baza elementelor obţinute din cartarea geologică (suprafaţă şi subteran) se stabileşte

următoarea coloană litologică în cuprinsul „formațiunii de Schela" din zona minelor Padini-Dîlma (zona valea Cartiului — valea Viezuroiului).

Orizontul inferior cuprinde în bază gresii cuarțitice cenușii, cu granulație pînă la grosieră (în grosime de 20—40 m), care trec spre partea superioară la gresii cuarțitice cenușii negricioase, dure, ce cuprind 2—4 intercalații de microconglomerate cu grosimi decimetrice la metrice, pe un interval de pînă la 30 m.

Urmează deasupra un pachet de gresii cuarțitice cenușii-negricioase, fine pînă la grosiere, cu o grosime de 110 m, devenind șistoase spre partea superioară, făcînd trecerea la orizontul mediu.

Grosimea totală a acestui orizont este de 160—200 m.

Orizontul mediu este alcătuit în bază din șisturi filitice (argile refractare) cenușii, compacte, cu intercalații neregulate de gresii cuarțitice cenușii-albicioase, de grosimi decimetrice pînă la 2—3 m (grosime 20 — 40 m). Urmează un pachet de șisturi negre cărbunoase în genere foioase, cu intercalații lentiliforme de gresii groase de maximum 2 m; sisturile conțin și vinișoare de cuarț, alterat, precum și intercalații de argilă refractară (șisturi filitice) în bancuri subțiri pînă la 1 m. La partea bazală a acestui pachet de șisturi negre cărbunoase se află sedimentat un strat de cărbune-antracit, a cărui grosime variază de la 0,5 m la 2,5 m, accidental pînă la 3—4 m, îngroșare datorită micilor accidente tectonice locale.

Grosimea întregului pachet este de 15—20 m numindu-l nivelul 1 productiv.

Spre partea superioară urmează din nou șisturi filitice (argile refractare) compacte, rar foioase, care conțin în partea bazală intercalații de gresii cuarțitice în grosimi decimetrice sau bancuri pînă la 3—4 m fără continuități, grosimea totală a complexului fiind de 30—50 m.

Deasupra se situează un alt pachet de șisturi negre cărbunoase, asemănător celui descris mai sus, care are în partea superioară un strat de antracit — de o grosime cuprinsă între 0,60 și 6 m, media fiind 3 m.

În partea superioară a orizontului mediu se află un banc de argile refractare de circa 10 m.

Orizontul superior are o grosime de circa 350 m fiind alcătuit în partea bazală, pe o grosime de 50 m, din gresii cuarțitice fine pînă la grosiere compacte, în bancuri decimetrice pînă la 4—5 m, cu intercalații subțiri (0,10—0,30 m) de șisturi argiloase cenușii negricioase, în care se observă uneori intercalații milimetrice de cărbune.

Urmează deasupra o stratificație de circa 250 m de gresii cuarțitice care nu au putut fi identificate în cuprinsul întregii zone cartate, ci numai izolat, din cauza acoperirilor; la partea superioară sînt elemente grosiere, microconglomerate și conglomerate cu elemente poligene-granite, gresii cuarțitice, șisturi cenușii și negricioase (fig. 1).

Orizontul mediu este numit „formațiunea productivă".

Întinderea acesteia este verificată prin cartare pe o suprafață de circa 4 km și se extinde spre est și vest, fiind identificată în comuna Vaideei (lucrări vechi pe cărbune), în valea Viezuroiului etc.

Tectonica zăcămîntului este foarte complicată, existînd numeroase fracturi locale, precum și dislocații principale. Împingerea granitelor de Șușița peste sedimentar a determinat formarea unor cute încălecate de la nord spre sud, rupte de falii, dintre care se cunosc în zona cercetată una de-a lungul văii Schela, o alta pe valea Cartiului care se continuă pînă în valea Schela.

Mina Dîlma se află într-un bloc coborît față de mina Padini cu circa 150 m.

Direcția generală a stratelor din aceste mine este NV — SE, ceea ce corespunde cu măsurătorile efectuate pe teren în deschideri naturale în timpul cartărilor. În zona gurilor de mină înclinările sînt către sud-vest deoarece galeriile de deschidere au fost executate pe flancul sudic al cutei, iar lucrările s-au desfășurat pe flancul nordic (fig. 2).

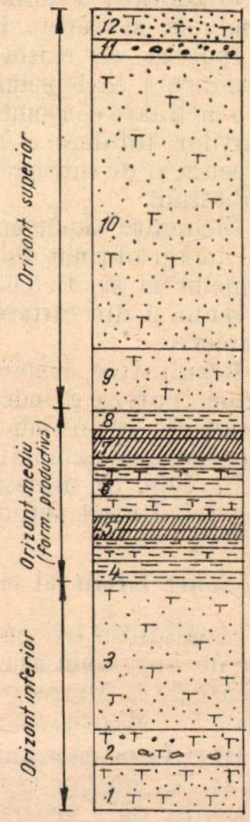


Fig. 1. Coloana litologică a formațiunii de Schela în zona minelor Padini și Dîlma.

3. Rezultatele lucrărilor de cercetare

Ipoteza existenței a două strate de cărbune, cantonate în două nivele productive, a fost sugerată de următoarele elemente:

— dispoziția în zone aproximativ paralele a lucrărilor vechi de exploatare, evidențiate clar pe harta minieră, mai ales a minei Padini, unde există o rețea de lucrări mai dezvoltată;

— cotele la care s-a întîlnit cărbunele prin lucrările miniere arată o diferență aproximativ constantă, care a rezultat apoi și din corelarea datelor de cartare la zi și cu cele din subteran;

— identitatea rocilor înconjurătoare (culcuș și coperiș) a cărbunelui ce constituie nivelele productive.

Exemplificarea concretă a acestor relaţii este făcută în partea geologică a studiului tehnico-economic privind zăcămîntul Schela, în redactarea IPROMIN, precum şi în diverse rapoarte şi proiecte miniere.

În studiul tehnico-economic amintit au fost prezentate, în detaliu, rezultatele lucrărilor miniere de cercetare şi a sondajelor subterane executate, atît la mina Padini, cît şi la mina Dîlma, evidenţiind în mod documentat existenţa celor două nivele productive cu stratele de cărbune ce le aparţin. În cadrul unui articol nu este posibilă prezentarea pe larg a datelor numeroase care au putut fi adunate în urma desfăşurării lucrărilor din mai mulţi ani şi care au permis să se ajungă la constatările menţionate. Informativ sînt date figurile 3, 3a şi 4. Menţionăm totuşi că în anul 1964, executîndu-se de către I.S.E.M. sonde de explorare pentru argile refractare în zona cuprinsă între mina Padini şi valea Viezuroiul, s-au identificat cele două nivele productive cu cîte un strat de cărbune de grosimi recuperate cuprinse între 1,50 şi 2 m. (sd. 30001/1, 30007/3, 30004/6).

Aceste rezultate, împreună cu altele din subteranul minelor Dîlma şi Padini, confirmă existenţa zăcămîntului şi continuitatea sa spre vest şi est, ceea ce justifică atenţia ce trebuie acordată lucrărilor de cercetare în acest zăcămînt.

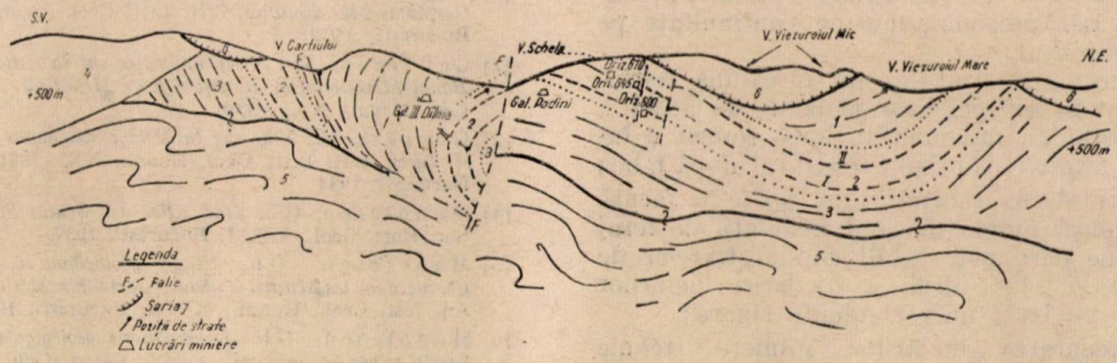


Fig. 2. Profil geologic transversal în zona minelor Schela:
1 – orizont superior: *2* – orizont productiv (mediu); *3* – orizont inferior; *4* – calcare; *5* – autohton; *6* – granite; *I, II* – strate de cărbune.

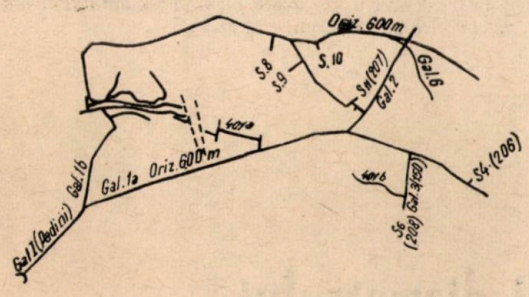


Fig. 3. Plan de situaţie (schematic) al minei Padini.

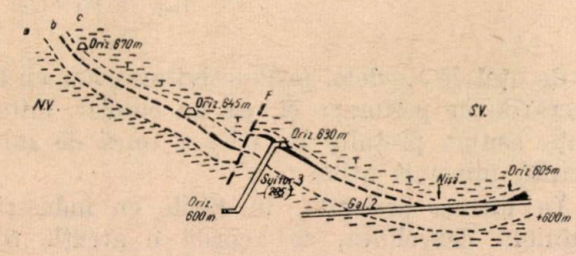


Fig. 3a. Secţiune geologică în zona nord-estică a minei Padini (completată după E. Bărbulescu):
a – argile refractare cu rare intercalaţii de gresii; *b* – nivel productiv.

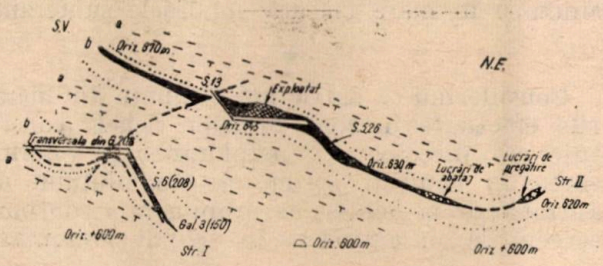


Fig. 4. Secţiune geologică în zona sud-estică a minei Padini (completată după E. Bărbulescu):
a – argile refractare cu rare intercalaţii de gresii; *b* – nivele productive

Concluzii

Prezentarea sumară făcută asupra rezultatelor obţinute din lucrările de explorare şi exploatare efectuate în minele de antracit de la Schela în ultimii ani are scopul de a scoate în evidenţă elementele geologo-miniere care dau o orientare nouă desfăşurării activităţii de exploatare şi explorare.

Considerăm foarte importante mai ales două concluzii:

— structura zăcămîntului a fost deslușită suficient pentru a se putea afirma existenţa unei formaţiuni productive cu două strate de cărbune, cu continuitate şi în afara limitelor perimetrului minier actual (infirmîndu-se părerea despre existenţa antracitului „în cuiburi" şi „lentile" dispuse „haotic" în masa frămîntată a formaţiunii de Schela);

— prin executarea de lucrări miniere există posibilități să se pună în evidență noi rezerve de cărbune.

Din observațiile de teren (suprafață și subteran), din datele lucrărilor miniere interpretate pe măsura executării lor, se desprind următoarele :

— cărbunele se găsește sedimentat în două strate, cu îngroșări pînă la 4—5 m și subțieri pînă la 0,50—1 m, din cauza tectonicii accentuate a zăcămîntului, dar cu continuitate pe tot zăcămîntul ;

— laminarea stratului nu înseamnă terminarea „lentilei", ci este cauzată de apariția unor falii mici, impunînd dirijarea corectă a lucrărilor miniere, căutîndu-se stratul după falie ;

— explorarea zăcămîntului poate fi făcută cu eficiență numai folosind instalații de foraj subterane care pot stabili cotele stratelor de cărbune și ajută deci la dirijarea lucrărilor miniere pe baza unor elemente sigure ;

— executarea lucrărilor miniere trebuie făcută între stratele de cărbune, unde sînt roci tari, evitîndu-se astfel intrarea în presiune a galeriilor (deci cheltuieli suplimentare de întreținere) ;

— se consideră necesară continuarea explorării în zona estică a minei Padini (cîmp minier nou) și în cîmpul minier al minei Dîlma, folosindu-se în mare măsură sondajele subterane.

★

Considerînd că datele noi obținute din lucrările efectuate în zona minelor Schela constituie căi directoare în explorarea și valorificarea în condiții optime a zăcămîntului de antracit de la Schela, ne propunem a continua cercetările în extindere în scopul prezentării situației geologo-miniere a zăcămîntului cu un volum de detalii care să ajute la dirijarea corectă a lucrărilor miniere și să permită sistematizarea acestora, astfel încît să fie posibilă o mărire apreciabilă a producției la un nivel constant.

BIBLIOGRAFIE

[1] Codarcea, Al. *Contributions à la tectonique des Carpathis Méridionales*, C.R. Inst. Geol. Roum., XXV, București, 1937.

[2] Codarcea, Al. *Vues nouvelles sur la tectonique du Banat Meridional et du Plateau de Mehedinți*. An. Inst. Geol. Roum,. XX, 1939.

[3] Gherasi, N. *Note sur la géologie des monts Godeanu et Tarcu*. C.R. Inst. Géol. Roum., XX, (1931—1932), București, 1934

[4] Manolescu, Gh. *Das Alter der Schela Formation*. Soc. Rom. Geol., Vol. I, București, 1932.

[5] Manolescu, Gh. *Etude géologique et pétrographique dans les Munții Vulcan (Carpathis Méridionales)*. An. Inst. Géol., Roum., XVIII, București, 1937.

[6 Manolescu, Gh. *Observations géologiques dans le bassin supérieur des vallies de la Cerna et du Jiul Romtnesc* C.R. Inst. Géol. Roum., XXIV, București, 1940.

[7] Mateescu, Șt. *Studiu petrografic al zăcămîntului de cărbuni de la Schela*. Arhiva Comitetului geologic, București.

[8] Mrazec, L. *Sur les schistes cristallins des Carpathis Méridionales (versant roumaine)*. C.R. IX Congr. Geol. Internat., Vienne, 1903.

[9] Murgoci, G. *Sur l'âge de la grande nappe de masiage des Karpather Méridionales*. C.R. Acad. Paris, 1905.

[10 Murgoci, G. *Sinteza geologică a Carpaților de Sud*, D.d.S. Inst. Geol. Rom., Vol. I, București, 1923.

[11] Bărbulescu, E. *Proiectul lucrărilor geologice în regie la sectorul Schela*. Arhiva, M.M.E.E., 1962.

[12] I.S.E.M. și Comitetul geologic. *Raport sumar asupra lucrărilor de foraje executate la Schela — Gorj, în 1952—1953*. Arhiva, M.M.E.E.

[13] Șerbănescu, I. *Notă privind zăcămîntul de antracit de la Schela*. Arhiva, M.M.E.E.

Efectele economice ale reducerii diametrului găurilor de mină

Ing. *D. PANAIT*

La exploatarea filoanelor subțiri și foarte subțiri prin metoda de exploatare cu înmagazinare, un rol deosebit de important îl are justa alegere a parametrilor lucrărilor de perforare-împușcare.

Parametrii lucrărilor de perforare (diametrul găurilor, lungimea și schema de plasare) au influență asupra următorilor indicatori : lățimea spațiului excavat, viteza de perforare, granulația materialului, consumul de material exploziv și de oțel de sfredele, productivitatea muncii la lucrările de perforare și, ca un corolar, influența asupra prețului de cost a tonei de substanță minerală utilă.

În ultima perioadă, în țările cu industrie minieră dezvoltată, se acordă o atenție tot mai mare parametrilor lucrărilor de perforare, ca mijloc de bază care pot influența prețul de cost.

I. Influența diametrului găurii asupra vitezei de perforare

Încercările făcute de Institutul de cercetări miniere de pe lîngă Academia de Ştiinţe a U.R.S.S., la minele Hrustalnîi, Bestiube, Nitis-Kumujie şi altele, în scopul studierii eficacităţii găurilor de diametru mic (34 — 36 mm) au demonstrat că viteza de perforare depinde de forma şi diametrul tăişului, lungimea găurii şi caracteristicile tehnice ale perforatorului.

Astfel, la mina Hrustalnîi, la executarea unei galerii de pregătire în rocă cu coeficientul de tărie, după prof. P. P. Protodiakonov, $f = 10 - 12$ s-au obţinut rezultatele din tabela 1.

Tabela 1

Forma tăişului	Diametrul tăişului, mm	Viteza de perforare la adîncimea corespunzătoare a găurii, mm/min			
		1 m	2 m	3 m	4 m
Cruce	32	850	760	640	500
Cruce	36	680	620	515	410
Daltă	36	550	485	415	335
Daltă	38	500	445	370	300
Daltă	42	400	360	305	245

Din tabela 1 rezultă că viteza de perforare scade pe măsura creşterii diametrului şi a lungimii găurii şi că depinde de forma tăişului. La acelaşi diametru şi în aceleaşi condiţii (categorie de rocă şi lungime de gaură de mină) viteza depinde de forma tăişului.

Încercările executate la mina Bestiube, la exploatarea zăcămintelor filoniene cuarţifere cu coeficient de tărie, după scara prof. P. P. Protodiakonov, $f = 15 - 16$, au arătat o dependenţă între viteză, diametru şi tipul perforatorului conform tabelei 2.

Tabela 2

Perforator TP—4			Perforator PR—30 K		
Diametrul găurii, mm	Viteza de perforare, mm/min	Creşterea vitezei faţă de cea corespunzătoare diametrului de 46 mm, %	Diametrul găurii, mm	Viteza de perforare, mm/min	Creşterea vitezei faţă de cea corespunzătoare diametrului de 46 mm, %
32	217	131	30	176	69
35	175	86	32	158	52
37	162	72	36	136	30,9
40	129	36	38	125,5	20,5
46	94	—	42	113	9
			46	104	—

Găurile de mină perforate cu perforatorul TP—4 au fost verticale, iar cele cu perforatorul PR—30 K — orizontale sau slab înclinate.

La mina Aga-Haia [9], unde se aplică metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului, găurile de mină se perforează vertical, atît cu perforatorul TP—4, cît şi cu perforatorul OM—506. Coeficientul de tărie al rocilor după prof. P. P. Protodiakonov este $f = 12 - 14$. Rezultatele măsurării vitezei de perforare, cu tăişuri de diferite diametre, sînt redate în tabela 3.

Tabela 3

Perforator TP—4			Perforator OM—506		
Diametrul găurii, mm	Viteza de perforare, mm/min	Creşterea vitezei faţă de cea corespunzătoare diametrului de 41—45, %	Diametrul găurii, mm	Viteza de perforare, mm/min	Creşterea vitezei faţă de cea corespunzătoare diametrului de 40—50, %
28—32	426—348	77—83	25—29	386—354	72 —144
33—36	375—326	51,5—75	30—34	340—279	51,5—88,5
37—40	318—268	32,5—39	35—39	269—247	20 —68
41—45	240—186	—	40—45	224—147	—

La mina Nitis-Kumujie, găurile au fost perforate în roci de tărie $f = 12 - 14$ (după prof. P. P. Protodiakonov), iar prin micşorarea diametrului de la 46 la 30 mm viteza de perforare a crescut de aproape 2,15 ori. Exemple similare se pot da de la minele Darus, Pişma, Kocikov ş.a. [10].

În condiţiile exploatării filoanelor subţiri şi foarte subţiri o mare importanţă practică o reprezintă lăţimea spaţiului excavat, care influenţează asupra diluţiei granulaţiei materialului, productivităţii muncii, consumului de material exploziv şi preţului de cost. Această importanţă creşte în cazul exploatării filoanelor cu conţinut apropiat de conţinutul limită. Încercările făcute, atît în condiţii industriale, cît şi în laborator, au stabilit că diametrul, lungimea găurii, schema de plasare şi explozivul folosit, influenţează asupra lăţimii spaţiului excavat.

Prof. P. A. Mahin [7] arată că în scopul folosirii depline a energiei încărcăturii de mină, lăţimea frontului nu trebuie să fie mai mică decît mărimea liniei de minimă rezistenţă. În acest caz diametrul găurii trebuie să se aleagă în funcţie de lăţimea frontului cu formula:

$$d = 3{,}57 \sqrt{\frac{Q}{(h - L_z)\,\rho}}, \text{ cm},$$

în care:

Q este încărcătura de exploziv din gaură, kg;
h — adîncimea găurii, m;
L_z — lăţimea frontului, m;
ρ — densitatea încărcăturii.

Încercările efectuate în ţara noastră, în anul 1959 la Herja [4], au arătat că pe măsura micşorării grosimii filonului diluţia creşte aproxi-

mativ cu 5% la fiecare 5 cm, cu condiția respectării unei lățimi anumite (tabela 4).

Tabela 4

Grosimea filonului, m				Lățimea spațiului excavat, m	Diluția, %			
a	b	c	d		a	b	c	d
0,25	0,30	0,35	0,40	1,0	75	70	65	60
0,25	0,30	0,35	0,40	0,85	70,5	64,7	58,8	53
0,25	0,30	0,35	0,40	0,75	66,7	60	53,4	46
0,25	0,30	0,35	0,40	0,65	61,5	53,8	46,1	38,5

Unii autori [4] au adoptat pentru calculul diluției relația :

$$d = \frac{V_s}{V_m} \cdot 100, \%,$$

în care :

V_s este volumul de steril, m³;

V_m — volumul de minereu, m³.

Ca măsuri ce duc la reducerea diluției, pe lîngă abatajul selectiv și limitarea spațiului excavat, un rol important îl are trierea. Trierea depinde, pe lîngă alți factori, și de granulația materialului. Granulația minereului depinde, la rîndul său, de diametrul găurii și de tipul explozivului după cum rezultă din încercările redate în tabela 5 [12].

Diametrul optim de granulație pentru triere este cel cuprins între 50 și 250 mm.

II. Influența diametrului găurilor de mină asupra productivității muncii

Diametrul găurilor de mină influențează asupra productivității muncii, atît la operația de perforare-împușcare, cît și asupra productivității muncii din abataj. În figura 1 se arată dependența productivității muncii de diametrul găurii de mină [10].

III. Influența diametrului găurilor de mină asupra consumului de materiale și asupra prețului de cost

Micșorarea diametrului găurilor de mină duce la o micșorare a consumului specific de material exploziv pentru aceeași grosime de filon. Pe măsura creșterii grosimii filonului și deci pe măsura creșterii lățimii spațiului excavat scade și consumul specific de exploziv. Astfel pînă la lățimea de 0,8 m consumul de exploziv la metru cub scade de 1,7—1,8 ori, între 0,8 și 1,2 m consumul scade de 0,4—0,45 ori, iar între 1,2 și 1,6 m consumul scade de 0,15 — 0,17 ori [5]. Din cifrele amintite rezultă importanța intervalului 0,4—0,8 m, cu alte cuvinte cazul filoanelor foarte subțiri. Consumul de explozivi la executarea lucrărilor de pregătire scade pînă la o anumită limită, o dată cu creșterea lungimii găurilor de mină. Experimentările făcute la E. M. Barza [6], cu ocazia executării galeriilor de pregătire, au subliniat importanța pe care o are alegerea justă a plasării găurilor chiar în ipoteza că rocile au aceeași tărie.

Tabela 5

Felul explozivului	Diametrul încărcăturii, mm	Volumul de masă tăiată, m³	Repartizarea pe clase granulometrice, %					Diametrul mediu, mm
			+ 250 mm	— 250 ... + 150 mm	— 150 ... + 100 mm	— 100... + 50 mm	— 50 mm	
Amonit	38	14	0,7	5	7,0	27	60,3	57
Amonit	32	22	—	3,3	4,5	21	71,2	46
Amonit	22	13	—	2,5	4,0	18	75,5	43
Detonit 6 A	32	19	0,5	4,3	5,4	23	66,8	51

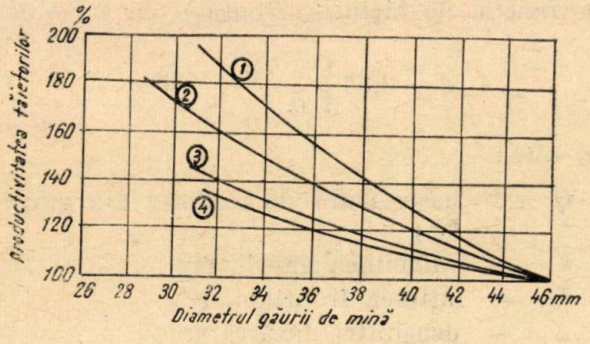


Fig. 1. Variația productivității muncii în funcție de diametrul găurii de mină și tăria rocilor :

1 — roci cu tăria $f = 16$; *2* — roci cu tăria $f = 13$; *3* — roci cu tăria $f = 8$; *4* — roci cu tăria $f = 6$.

Menținîndu-se constant diametrul și tăria rocilor, se constată o scădere a consumului specific de exploziv pe măsura creșterii lățimii spațiului excavat, în special pînă la lățimea de 1,6 m [10] (fig. 2).

Reducerea prețului de cost a unui metru de gaură de mină perforată și împușcată este rezultatul creșterii productivității muncii la

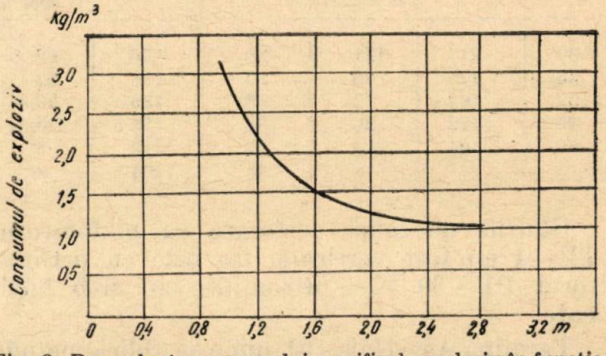


Fig. 2. Dependența consumului specific de exploziv în funcție de lățimea spațiului excavat.

perforare, a reducerii consumului de aer comprimat şi exploziv.

Cu micşorarea diametrului găurii de la 46 la 32 mm, manopera necesară corespunzătoare scade aproximativ de 1,9 ori, cheltuielile pentru aerul comprimat — de 2,3 ori, cheltuielile cu explozivul — 17%, iar costul tăişurilor creşte cu 32%. Avînd în vedere ponderea fiecărui element în cadrul preţului de cost total rezultă că la un diametru de 36 mm preţul de cost scade cu 27% [10].

Calculele făcute pentru o serie de mine au arătat că reducerea diametrului găurilor de mină poate constitui una din sursele de economii la preţul de cost, mai ales prin efectul asupra diluţiei în cazul metodei cu înmagazinare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Borisov, A. F. *Vîbor diametra zareada dlia otboiki rudî pri razrabotke jilnîh mestorojdenii.* Naucinîe soobşcenia, Institut gornogo dela AN SSSR

[2] Bovin, A. A. şi Fedorov, A. S. *Puti sokraşcenia poter i razubojivania rudî pri razrabotke jilnogo mestorojdeniia* Ţ.N.I.I. Olovo, nr. 2, 1964.

[3] Bronnikov, D. M. *O zavisimost „cistoi" i „obşcei" skorosti burenia ot diametra skvajin.* Gornîi jurnal, nr. 7, 1961.

[4] Corpade, Al., Popescu, F. G., Torpenyi, L. şi Jude, A. *Combaterea diluării filoanelor de minereuri complexe.* Revista Minelor, nr. 5, 1961.

[5] Ciudakov, V. V. *Vlianie şirinî ocistnogo prostranstva na osnovnîe pokazateli otboiki pri ocistnoi vîemke jil.* Naucinîe soobşcenia IGD AN SSSR, nr. 8, 1961.

[6] Leţu, N., Teodorescu, C., Dijmărescu, I., Hirian, C. şi Faur Elvira. *Studiu asupra consumului specific de exploziv la E.M. Barza.* Revista Minelor, nr. 12, 1963.

[7] Mahin, P. A. *Efektivnost burovzrîvnîh rabot pri vîemke vesma tonkih jil.* Gornîi jurnal, nr. 3, 1948.

[8] Mamedov, S. N. şi Muhtarov, G. G. *Primenenie şpurov umenşenogo diametra pri razrabotke jilnîh mestorojdenii Azerbaidjana.* Gornîi jurnal, nr. 8, 1961.

[9] Muhin, M. E., Mamsurov, L. A. şi Rafinenko, D. I. *Otboika rudî şpurami malogo diametra pri razrabotke jil.* Gornîi jurnal nr. 1, 1958.

[10] Nazarcik, A. F. şi Rafinenko, D. I. *Soverşenstvovanie tehnologii otboiki rudî pri vîemke tonkih jil sistemami s magazinirovaniem.* Naucinîe soobşceniia IDG AN SSSR, nr. 8, 1961.

[11] Nifontov, B. I. *Isledovanie zavisimostii cistoi skorosti i vremeni burenia ot glubinî şpurov.* Gornîi jnrnal, nr. 12, 1961.

[12] Panfilov, E. A. *O vlianii diametra zareada VV na kusskovatost otbitoi rudî pri razrabotke jil.* Naucinîe soobscenia IDG AN SSSR, nr. 8, 1963.

Lefordítva
TA 4742/65

Dependenţa productivităţii muncii de lungimea de gaură şi timpii specifici în procesul de perforare la lucrările miniere orizontale

Ing. *A. SIMIONESCU*
şi
ing. *C. TEODORESCU*

Perforarea este un proces de bază la săparea lucrărilor miniere prin procedeul de perforare-împuşcare. Faptul că uneori pînă la 60% din durata unui ciclu se consumă numai pentru perforarea găurilor, justifică întru totul introducerea procedeelor rapide de perforare. Studiile cu privire la structura organizatorică a acestui proces sînt, de asemenea, importante în vederea creşterii productivităţii muncii.

În cele ce urmează vom analiza problema dependenţei productivităţii muncii la perforare de lungimea găurilor de mină, făcînd la început cîteva precizări de ordin teoretic.

*

Durata perforării unei anumite lungimi de gaură depinde de mai mulţi factori, care se pot categorisi astfel :

— factori care depind de natura mijloacelor folosite (unelte şi scule);

— factori care depind de condiţiile naturale ale locului de muncă (tăria rocii, gabaritul lucrării, numărul de găuri, lungimea de gaură, condiţii de climat minier etc.);

— factori care depind de executant (calificarea, experienţa, îndemînarea, antrenamentul, caracteristici strict individuale etc.).

Pentru studiu vom descompune procesul de perforare în categorii de operaţii şi de întreruperi :

— operaţii de bază (timpul de perforare) — t_p, min/cm;

— operaţii auxiliare (timpi auxiliari) — t_a, min/cm;

— operaţii de pregătire şi încheiere (timp de pregătire şi încheiere) — t_{pi}, min/cm;

— opriri (tehnice, organizatorice, individuale) — t_o, min/cm.

Productivitatea individuală la perforarea unui front va fi :

$$p = \frac{L_g}{T_t}, \text{ cm/min};$$

în care :

p este productivitatea muncii ;
L_g — lungimea totală a găurilor perforate, cm ;
T_t — timpul total de perforare al frontului, min.

Timpul total de perforare se compune din suma mai multor timpi :

$$T_t = T_p + T_a + T_{pi} + T_o, \text{ min},$$

în care :

T_p este timpul net de perforare ;
T_a — timpii operațiilor auxiliare ;
T_{pi} — timpi de pregătire-încheiere ;
T_o — timpi de oprire.

Timpii specifici se vor obține prin raportarea timpilor globali la lungimea totală de gaură realizată, $L_g = n \cdot l$, cm :

$$t_p = \frac{T_p}{n \cdot l}, \text{ min/cm} ; \qquad t_{pi} = \frac{T_{pi}}{n \cdot l}, \text{ min/cm} ;$$

$$t_a = \frac{T_a}{n \cdot l}, \text{ min/cm} ; \qquad t_o = \frac{T_o}{n \cdot l}, \text{ min/cm} ;$$

în care :

n este numărul găurilor perforate în front ;
l — lungimea unei găuri perforate, cm.

Timpul efectiv de perforare este inversul vitezei de perforare :

$$t_p = \frac{1}{v}, \text{ min} ; \text{ sau } v = \frac{1}{t_p}, \text{ cm/min} ;$$

unde :

v este viteza medie de perforare.

În aceleași condiții organizatorice și tehnice, t_a, t_{pi} și t_o sînt mărimi medii constante și pentru aceasta :

$t_a + t_{pi} + t_o = t_c$ (timpi constanți).

Ținînd seamă de aceste noțiuni, formula productivității muncii la perforare se poate scrie :

$$p = \frac{1}{t_p + t_c}, \text{ în comparație cu viteza : } v = \frac{1}{t_p}.$$

Dacă practic se realizează o creștere a vitezei, prin schimbarea uneltelor și sculelor de perforat, fără a produce o schimbare sensibilă a timpilor auxiliari de pregătire-încheiere și de opriri, înseamnă că în formula productivității muncii la perforare, t_c se poate considera constant.

Funcțiile v și p de timpi specifici sînt reprezentate în figura 1. Din figură se vede că timpii considerați constanți pot deveni, la un moment dat, un balast serios în creșterea productivității muncii.

Această observație ne duce la o primă concluzie, aceea că, pentru creșterea productivității muncii în procesul de perforare este la fel de însemnat să ținem seamă, atît de timpul net de perforare, cît și de timpii auxiliari.

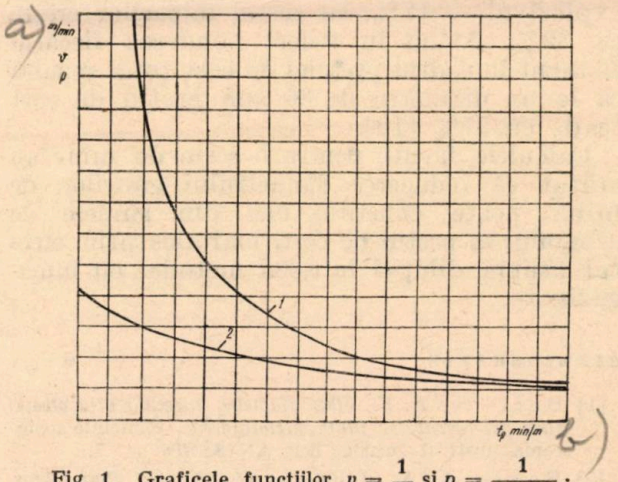


Fig. 1. Graficele funcțiilor $v = \frac{1}{t_p}$ și $p = \frac{1}{t_p + t_c}$:
1 — curba v ; 2 — curba p.

În practică lucrurile se prezintă astfel : fiecare tip de perforator realizează o anumită viteză de perforare și anumiți timpi ajutători legați de perforatorul respectiv. Practic există tipuri de perforatoare care se pot considera în aceeași categorie și deci, timpii de deservire pentru această categorie de perforatoare sînt în medie aceeași. Este posibil ca între timpul de perforare și ceilalți timpi realizați de un perforator, pentru anumite condiții de muncă, să rezulte combinații nefavorabile, privind productivitatea muncii și prețul de cost al metrului de gaură perforată, în comparație cu un alt perforator. Rezultă deci, că în alegerea perforatoarelor și a sfredelelor pentru anumite condiții de lucru este necesar un studiu tehnico-economic comparativ.

Pentru a vedea valoarea practică a celor expuse mai sus, am procedat la analiza și sistematizarea unui mare volum de observații cronometrice efectuate la unele mine din țară. La început ne-a interesat raportul dintre timpul efectiv de perforare și ceilalți timpi. În tabela 1 sînt centralizate rezultatele primelor observații făcute într-o galerie direcțională de la mina Barza, în rocă de categoria a II-a la un profil de 3,24 m² cu un perforator CP—23 susținut de picior telescopic.

Din datele tabelei 1 rezultă :

$$p = \frac{1}{0{,}111 + 0{,}120} = 4{,}33 \text{ cm/min sau } 20{,}6 \text{ m/post.}$$

Valoarea însemnată a timpilor ajutători a făcut necesară o a doua serie de observații în care s-au urmărit amănunțit toate operațiile și întreruperile care au loc în timpul întregului proces de perforare. Cronometrările s-au făcut

la mina Petrila în galerie în steril. Observaţia s-a făcut pentru un singur perforator CP—19 timp de 12 cicluri.

În tabela 2 s-au centralizat datele măsurătorilor pe categorii de timpi.

Analizînd rezultatele din tabela 2, s-a ajuns la concluzia că timpii ajutători pot fi împărţiţi în trei categorii. Această împărţire a fost necesară şi utilă pentru o analiză a dependenţei funcţionale a fiecărei categorii de timpi. Împărţirea care a fost adoptată este următoarea :

— timpi care depind de numărul de găuri perforate în front (trecerea de la o gaură la alta şi curăţarea găurilor) ;

— timpi care depind de lungimea totală a găurilor, respectiv de durata netă de perforare

Tabela 1

Nr. observaţiei	Timpul net de perforare, T_p, min	Timpii altor operaţii T_c, min	Timpul total de perforare, $T_t = T_p + T_c$, min	Lungimea totală perforată, L_g, cm	Viteza medie, $V = \frac{L_g}{T_p}$, cm/min	Timpul net specific de perforare, $t_p = \frac{T_p}{L_g}$, min/cm	Timpul specific pentru alte operaţii, $t_c = \frac{T_c}{L_g}$, min/cm	Timpul specific total, $t_t = \frac{T_t}{L_g}$, min/cm
1	108,5	93,5	202	929	8,5	0,118	0,105	0,223
2	126,5	151,5	278	1149	9,1	0,110	0,132	0,242
3	134,0	149,0	283	1073	8,0	0,125	0,139	0,264
4	124,5	139,5	264	1373	11,0	0,091	0,101	0,191
5	49,5	63,5	113	497	10,0	0,100	0,128	0,228
6	106,0	124,0	230	1016	9,6	0,104	0,120	0,224
7	150,5	139,5	290	1173	7,8	0,128	0,119	0,247
Total	799,5	860,5	1660	7210	64,0	0,776	0,844	1,620
Media	114,2	122,9	237,1	1030	9,05	0,111	0,120	0,231

Tabela 2

Nr. observaţiei	Timpul net de perforare, T_p	Timpi care depind de nr. de găuri, T_v		Timpi care depind de lungimea totală a găurilor, T'_v					Timpi constanţi, T_c		Nr. de găuri perforate	Lungimea totală perforată, cm
		trecerea de la o gaură la alta	curăţarea găurilor	timp de ungere	timp de schimbare a sfredelelor	defecţiuni tehnice	înţepenirea sfredelelor	timp de odihnă	timp de pregătire	timp de încheiere		
1	86,5	9,5	5,0	5,0	3	—	4	10	18	13	9	1020
2	115,5	12,0	7,0	5	3,5	2	2	20	27	10	12	1480
3	115,0	14,0	9,0	2,5	6,0	2	—	17	21,5	12	11	1320
4	77,5	11,0	5,0	3,0	2,0	—	—	12	22,5	10	6	690
5	70,0	13,0	10,0	2,0	3,0	—	—	11	33,0	19	6	720
6	119,0	19,0	5,0	2,0	4,0	—	—	20	32,0	13	7	860
7	98,0	14,0	6,0	2,0	3,0	5	—	13	35,0	15	6	760
8	66,0	10,0	3,0	2,5	2,0	—	2	8	35,0	22	4	540
9	132,0	15,0	5,5	3,0	4,0	4	2	22	22,0	18	9	1060
10	138,0	26,0	8,0	5,0	7,5	—	4	23	23,0	20	10	1290
11	134,0	24,0	10,0	6,0	6,0	—	—	19	25,0	17	11	1520
12	125,0	24,5	9,0	4,5	5,5	—	2	18	24,0	18	10	1390

Tabela 3

Nr. observaţiei	T_p	T_v	T'_v	T_c	T_t	n	$n \cdot l$	$t_p = \frac{T_p}{n \cdot l}$	$t_v = \frac{T_v}{n}$	$t'_v = \frac{T'_v}{n \cdot l}$	$t_t = \frac{T_t}{n \cdot l}$	$K = \frac{t'_v}{t_p}$
1	86,5	14,5	22,0	31,0	154,0	9	1 020	0,082	1,6	0,022	0,150	0,27
2	115,5	19,0	32,5	37,0	204,0	12	1 480	0,078	1,6	0,022	0,140	0,28
3	115,0	23,0	27,5	33,5	199,0	11	1 320	0,088	2,2	0,021	0,150	0,24
4	77,5	16,0	17,0	32,5	143,0	6	690	0,113	2,7	0,024	0,200	0,21
5	70,0	23,0	16,0	52,0	161,0	6	720	0,097	3,8	0,022	0,220	0,22
6	119,0	24,0	26,0	45,0	214,0	7	860	0,138	3,4	0,030	0,250	0,22
7	98,0	20,0	23,0	50,0	191,0	6	760	0,128	3,3	0,030	0,250	0,23
8	66,0	13,0	14,5	57,0	150,0	4	540	0,124	3,2	0,027	0,275	0,22
9	132,0	20,5	35,0	40,0	227,5	9	1 060	0,124	2,2	0,033	0,215	0,26
10	138,0	34,5	39,5	43,0	255,0	10	1 290	0,107	3,5	0,031	0,200	0,29
11	134,0	34,0	31,0	42,0	241,0	11	1 520	0,088	3,1	0,020	0,158	0,23
12	125,0	33,5	30,0	42,0	230,5	10	1 390	0,090	3,4	0,022	0,178	0,24
Total				505,0					34,0			2,89
Medie				42					2,8			0,24

(ungerea, schimbarea sfredelelor, odihna normală, întreruperi inevitabile etc.);

— timpi care nu depind de durata perforării (timpi de pregătire și încheiere).

Cu aceste precizări s-a trecut la centralizarea datelor din tabela 2 în tabela 3.

Din tabela 3 rezultă :

$$T_t = T_p + T_v + T'_v + T_c, \text{ min}, \qquad (1)$$

în care :

T_t este timpul total al procesului de perforare ;

T_p — timpul net de perforare pentru toate găurile ;

T_v — timpi variabili în funcție de n (numărul de găuri) ;

T'_v — timpi variabili în funcție de lungimea totală a găurilor, $n \cdot l$;

T_c — timpi constanți (care nu depind de durata perforării).

În cele ce urmează ne vom ocupa de fiecare categorie de timpi din relația (1).

1. Timpul net de perforare a unei găuri de lungime l

Timpul net de perforare t_p se poate defini prin relația :

$$t_p = \frac{l}{v},$$

unde :

v este viteza medie de perforare a lungimii l.

Între viteza de perforare și lungimea găurii perforate există o dependență de care s-au ocupat mai mulți cercetători. Toate cercetările au dus, în general, la aceleași concluzii și anume :

— pe măsură ce crește lungimea găurii perforate, viteza de perforare scade ;

— legătura între viteză și lungime este condiționată de mai mulți factori : tăria rocilor, diametrul și forma tăișului și tipul perforatorului.

După B. I. Nifontov, dependența între viteza de perforare și lungimea găurii este :

$$v = \frac{v_i}{l_k}(l_k - l), \text{ cm/min} ; \qquad (2)$$

în care :

v este viteza de perforare la lungimea l, cm/min ;

v_i — viteza inițială de perforare, cm/min ;

l_k — lungimea de gaură la care viteza devine practic nulă, cm, (fig. 2).

Mărimile v_i și l_k sînt date sub formă de tabele, obținute prin măsurători practice, în funcție de cei trei factori amintiți mai sus.

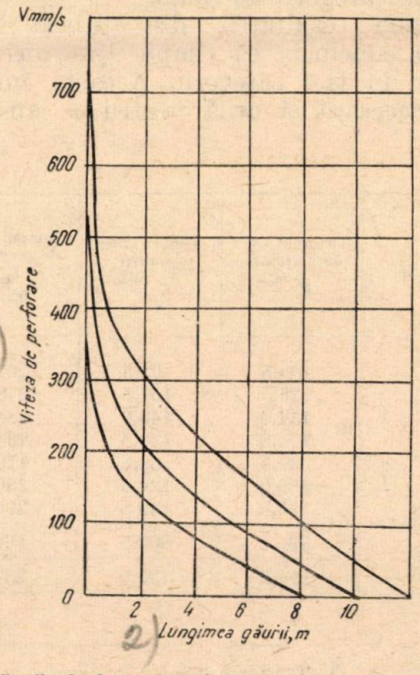


Fig. 2. Graficul dependenței între viteza de perforare a perforatorului PR—20 de lungimea găurii în roci cu coeficientul de tărie 6—8.

Viteza momentană de perforare se poate scrie sub forma :

$$v = \frac{dl}{dt}.$$

Rezultă deci că timpul de perforare pentru lungimea l va fi :

$$t_p = \int_0^l \frac{dl}{v}. \qquad (3)$$

Pentru rezolvarea acestei integrale se folosește formula Newton-Kotesa :

$$\int_a^b f(x)\,dx \approx (b-a)\sum_{k=1}^{n} A_k^n f(x_k). \qquad (4)$$

În funcție de precizia dorită, se alege valoarea lui n.

Pentru $n = 2$ și $a = 0$, avem :

$$\int_0^b f(x)\,dx \approx \frac{b}{6}\left[f(0) + 4f\left(\frac{b}{2}\right) + f(b)\right] \qquad (5)$$

Aplicînd relația (5) pentru rezolvarea integralei (3) obținem :

$$t_p = \frac{l}{6}\left(\frac{1}{v_0} + \frac{4}{v_{1/2}} + \frac{1}{v}\right), \qquad (6)$$

unde :

v_0 ; $v_{1/2}$ și v sînt vitezele la adîncimile de 0, $\frac{1}{2}$ și 1.

Timpul de perforare se obţine introducînd în relaţia (3) exprimarea lui v din relaţia (2);

$$t_p = \int_0^l \frac{l_k}{v_i} \cdot \frac{dl}{l_k - l}. \quad (7)$$

Prin integrare şi transformări simple se ajunge la:

$$t_p = \frac{l_k}{v_i} \ln \frac{l_k}{l_k - l}. \quad (8)$$

Dacă în relaţia (4) vom lua $n = 1$, vom obţine:

$$t_p = \frac{l}{2}\left(\frac{1}{v_i} + \frac{1}{v}\right). \quad (9)$$

În relaţia (9) înlocuim pe v din relaţia (2):

$$t_p = \frac{l\,(2l_k - l)}{2\,v_i\,(l_k - l)}. \quad (10)$$

Relaţia (10) ne dă tocmai timpul de perforare t_p al unei găuri de lungime l.

2. Timpi care depind de numărul de găuri (t_v).

Pe lîngă timpul net de perforare (t_p), intervin timpi ai unor operaţii ce sînt legate de numărul de găuri care se perforează în frontul de lucru.

Principalele operaţii legate de numărul de găuri sînt:

— trecerea de la o gaură la alta şi începutul găurii noi;

— curăţarea găurilor după perforare.

Din măsurătorile executate la mina Petrila a rezultat variaţia timpilor consumaţi cu aceste operaţii, după cum urmează:

— timpul de trecere de la o gaură la alta şi de începere a găurii variază între 1 şi 3 minute, în medie 2 minute;

— timpul de curăţare a unei găuri este cuprins între 30 şi 50 secunde.

Din tabela 3 rezultă:

$$t_v = 2{,}8 \text{ min/gaură}.$$

3. Timpi care depind de lungimea totală a găurilor (t'_v)

În procesul de perforare sînt anumite operaţii sau întreruperi al căror volum este proporţional cu lungimea totală a găurilor perforate, respectiv cu timpul net de perforare T_p.

În această categorie se includ în principal:

— timpul de ungere a perforatorului;

— timpul de schimbare a sfredelelor;

— timpul de odihnă normală.

Suma acestor timpi (t'_v) fiind proporţională cu timpul net de perforare t_p, poate fi exprimată procentual faţă de aceasta.

Din observaţiile efectuate (tabela 3) raportul $K = \frac{t'_v}{t_p}$ reprezintă circa 24% (din care odihna normală 15%).

4. Timpii constanţi ai procesului de perforare (T_c)

În această categorie se includ duratele operaţiilor de pregătire şi încheiere a procesului de perforare. Pentru pregătirea şi încheierea procesului de perforare, este obligatoriu să se execute anumite operaţii cum ar fi: aducerea perforatorului, sfredelelor şi furtunului în frontul de lucru; montarea platformelor de pe care se execută perforarea; demontarea, curăţarea şi depozitarea utilajului folosit etc.

Timpii consumaţi cu aceste operaţii ajutătoare nu depind, în general, de numărul de găuri perforate şi de lungimea totală a acestora. Pentru pregătirea şi încheierea procesului de perforare în galerii orizontale la mina Petrila se consumă între 30 şi 50 minute. Din tabela 3 rezultă $T_c = 42$ min.

Ţinînd seamă de cele expuse mai sus relaţia (1) se poate pune sub o nouă formă:

$$T_t = t_p \cdot n + t_v \cdot n + K \cdot t_p \cdot n + T_c, \text{ min}; \quad (11)$$

în care: $T_p = t_p \cdot n$, min;

n este numărul de găuri perforate cu un perforator;

t_p — timpul de perforare a unei găuri, calculat cu relaţia $T_v = t_v \cdot n$;

t_v — timpul de trecere de la o gaură la alta calculat cu relaţia $T'_v = K \cdot t_p \cdot n$ şi egal cu 1 — 3 minute, în medie 2 min;

K — coeficientul de proporţionalitate între t_p şi t'_v calculat pentru o singură gaură de lungime l, cu relaţia $K = \frac{t'_v}{t_p}$ şi egal, conform tabelei 3, cu 0,24.

Timpul specific total pentru un metru de gaură se va obţine împărţind timpul total T_t la lungimea totală a găurilor perforate $n \cdot l$:

$$t_t = \frac{t_p}{l} + \frac{t_v}{l} + \frac{Kl t_p}{l} + \frac{T_c}{n \cdot l}, \text{ min/cm};$$

sau:

$$t_t = \frac{t_p}{l}(1 + K) + \frac{t_v}{l} + \frac{T_c}{n \cdot l}, \text{ min/cm}. \quad (12)$$

Relaţia (12) ne arată că timpul specific total este funcţie de lungimea l a unei găuri.

În relaţia productivităţii, t_t reprezintă tocmai numitorul fracţiei, adică:

$$p = \frac{1}{t_t}, \text{ cm/min}.$$

Pentru a obține productivitatea maximă în procesul de perforare este necesar ca timpul specific total t_t să fie minim.

Minimul funcției t_t (l) ne va duce la o lungime optimă de gaură l_{opt}, dedusă din condiția productivității maxime la perforare.

Minimul funcției t_t (l) se obține prin derivarea:

$$\frac{dt_t}{dl} = (1 + K)\frac{(t_p)' \, l - t_p}{l^2} - \frac{t_v}{l^2} + \frac{T_c}{n \cdot l^2} = 0$$

$$(1 + K)\,[(t_p)' \, l - t_p] - t_v - \frac{T_c}{n} = 0 \qquad (13)$$

Înlocuind în relația (13) pe (t_p) cu derivata relației (10) și rezolvînd ecuația de gradul II în l, se obține lungimea optimă de gaură, care asigură productivitatea maximă la perforare:

$$l_{opt} = \frac{l_k \sqrt{\dfrac{t_v + \dfrac{T_c}{n}}{2\,v_i \dfrac{}{1 + K}}}}{\sqrt{l_k} + \sqrt{\dfrac{t_v + \dfrac{T_c}{n}}{2\,v_i \dfrac{}{1 + K}}}}, \text{ cm.} \qquad (14)$$

Exemplu de calcul a lungimii optime, pentru condiții similare cu cele din practica exploatărilor noastre

Pentru calcul vom alege: tăria rocii $f = 6-8$; viteza inițială $v_i = 31{,}5$ cm/min; tipul perforatorului — CP—23; lungimea găurii unde viteza devine practic nulă $l_k = 770$ cm; numărul găurilor $n = 15$; frontul se perforează de către un singur muncitor. Din tabela 3 se folosesc $t_v = 2{,}8$ min; $T_c = 42$; $K = 0{,}24$.

$$l_{opt} = \frac{770 \sqrt{\dfrac{2 \times 31{,}5 \left(2{,}8 + \dfrac{42}{15}\right)}{1 + 0{,}24}}}{\sqrt{770} + \sqrt{\dfrac{2 \times 31{,}5 \left(2{,}8 + \dfrac{42}{15}\right)}{1 + 0{,}24}}} = 290 \text{ cm.}$$

În cazul cînd frontul se perforează cu m perforatoare, n se înlocuiește prin $\frac{n}{m}$. În acest caz s-a constatat că timpul de pregătire și încheiere, care revine pentru un muncitor, este cu circa 20% mai redus ca în cazul cînd lucrează un singur muncitor la perforator.

Folosind aceleași mărimi ca în exemplul de calcul, în figura 3 s-a trasat curba timpului total specific, t_t (l).

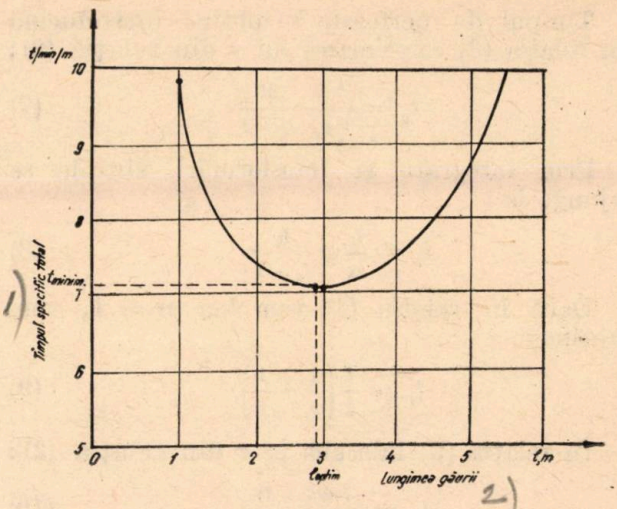


Fig. 3. Graficul timpului total în funcție de lungimea de gaură t_t (l):
$t_{t\ min}$ — timpul specific total minim;
l_{opt} — lungimea optimă a găurii.

Concluzii

— Lungimea de gaură l_{opt}, care asigură productivitatea maximă la perforare, este funcție de tăria rocii, greutatea perforatorului, diametrul tăișului și de timpii operațiilor ajutătoare care se execută în front.

— Analizînd curba $t_t(l)$ din figura 3, se poate trage concluzia că există un domeniu de minim al curbei t (l) pentru l cuprins între 2 și 4 m. În acest domeniu variația timpului t_t (l) nu depășește 6% din t_t minim. Pe acest interval al lungimilor de gaură de mină productivitatea muncii la perforare este cea mai ridicată.

În urma acestui studiu se poate afirma că lungimile de gaură sub 2 m sînt iraționale din punctul de vedere al productivității muncii la perforare. Lungimile optime calculate din alte condiții sînt, de asemenea, mai mari ca cele folosite în practica industriei noastre miniere. Se poate trage deci concluzia că trecerea la găuri de mină cu 2,5—3,5 m în condițiile de rocă similare cu cele de la minele unde s-au făcut observații, va duce la mărirea productivității muncii la lucrările de înaintate.

BIBLIOGRAFIE

[1] Lubenescu, D. *Organizarea lucrărilor miniere.* Editura tehnică, București, 1955.

[2] Nifontov, B. I. *Skorostnoe provedenie gorizontalnih vtrabotok.* Moskva, 1962.

[3] Sefard, R. *Fiziceskie svoistva i burimosti gornih porod.* Ugletehizdat, Moskva, 1956.

[4] Halaxa, V. *Despre productivitatea muncii.* Editura politică, 1959.

[5] I.D.T. *Metodologia de calcul a productivității muncii.* Vol. I și II, 1955.

[6] Botez, M. *Teoria erorilor și metoda celor mai mici pătrate,* E.D.P., București, 1961.

[7] *** *Îndreptar tehnic în minerit.* Editura tehnică, 1956.

Unele probleme privind organizarea și sarcinile fondului geologic

Geol. A. GURĂU

Începutul cercetărilor geologice în țara noastră este marcat prin apariția primei lucrări geologice a lui Grigore Cobălcescu publicată sub denumirea „Calcarele de la Repedia", în „Revista romînă pentru științe, literatură și artă" în anul 1862. Din acel an începe activitatea în domeniul geologiei romînești, concretizată prin ridicarea gradului de cunoaștere din punct de vedere geologic a subsolului țării noastre, iar în cei 20 de ani de la eliberare și prin punerea în evidență a unor noi zăcăminte de substanțe minerale utile și introducerea lor în circuitul economiei naționale.

Aceste realizări sînt rezultatul muncii geologilor noștri a căror număr întrece azi cifra de două mii. În afară de forța intelectuală a geologilor, au fost necesare fonduri bănești care au constituit suportul material al eforturilor depuse în această direcție.

În anii de democrație populară au fost alocate pentru cercetări geologice peste 20 miliarde lei. Aceasta ilustrează grija partidului și guvernului pentru dezvoltarea bazei de materii prime a industriei noastre socialiste. Ca urmare a acestui nou avînt în cercetările geologice au fost elaborate, în decursul anilor, mii de documentații cu caracter geologic în care sînt însemnate toate observațiile pentru perimetrele la care se referă fiecare în parte. Aceste documentații constituie, pentru fiecare etapă de cercetare, un prețios material, care trebuie analizat în vederea fundamentării temeinice a lucrărilor geologice proiectate înaintea începerii lor, pentru orientarea cît mai rațională a cercetărilor geologice pentru evitarea suprapunerilor, a paralelismului și urmărirea modului cum se realizează lucrările planificate.

În anii de democrație populară s-a simțit necesitatea dezvoltării activității geologice planificate și a organizării ei, corespunzător noilor sarcini de asigurare cu materie primă minerală a industriei noastre socialiste în plină dezvoltare.

Au luat astfel ființă noi unități geologice miniere în țara noastră. Numărul documentațiilor geologice a crescut de la an la an. Centralizarea lor s-a făcut în cadrul unităților executante, iar unele exemplare s-au trimis la ministerele de care depindeau. La Comitetul geologic au fost predate numai o parte din documentațiile geologice și numai de la unele unități care desfășoară activitatea geologică. Pe parcursul anilor au mai avut loc reorganizări care au afectat și activitatea geologică. În aceste condiții, găsirea și consultarea documentațiilor geologice prezintă dificultăți. Apare deci necesitatea obiectivă a organizării fondului geologic potrivit importanței sarcinilor geologice actuale care stau în fața Comitetului geologic și ministerelor interesate.

Ce este fondul geologic?

Prin fond geologic trebuie să înțelegem documentația centralizată la nivelul organizației respective, sub o singură conducere administrativă, cuprinzînd lucrări cu caracter geologic, hărți, studii, rapoarte, dări de seamă etc. în vederea asigurării unei sistematizări și studierii geologice profunde și multilaterale a teritoriului Republicii Populare Romîne.

Din punctul de vedere al sarcinilor pe care trebuie să le aibă fondul geologic, acestea cuprind trei grupe mari și anume:

— evidența centralizată la nivelul organizației respective (Comitetul geologic, minister, combinat, trust, întreprindere) a tuturor documentațiilor geologice care constituie, atît materiale ale fondului geologic executate pînă în prezent de către unitățile sale, cît și de către alte organizații care au făcut studii în perimetrele de cercetare ale organizației respective;

— înregistrarea tuturor lucrărilor geologice proiectate de unitățile organului central în scopul evitării suprapunerilor și paralelismului în executarea lucrărilor, precum și a posibilității de urmărire a modului cum se realizează lucrările geologice avizate;

— sintetizarea datelor geologice din documentațiile geologice, necesare informării organelor superioare, fundamentării planului geologic de perspectivă și a proiectării lucrărilor geologice.

1. Evidența documentațiilor geologice. Prin evidența centralizată a documentațiilor cu caracter geologic se înțelege primirea acestora de la toate unitățile organului central și de la

* Se supune discuției

alte unităţi exterioare care execută lucrări sau studii în perimetrele sale, în scopul asigurării unei documentări complete şi pentru creşterea operativităţii în documentarea şi sintetizarea datelor geologice puse în evidenţă în toţi anii precedenţi. Pentru aceasta este necesară inventarierea lor într-un singur registru tip de intrare a documentaţiilor geologice. Registrul de inventariere trebuie să cuprindă numărul de inventar al documentaţiei, numele autorului, denumirea documentaţiei, anul întocmirii, cantitatea de volume şi file a documentaţiilor, numărul materialelor grafice, denumirea unităţii de unde vine documentaţia, numărul de intrare, gradul de securitate, numărul exemplarelor, semnătura celui care a operat documentaţia, observaţii. Dar numai existenţa unui registru de inventariere nu este suficientă pentru nevoile de orientare rapidă în căutarea documentaţiilor pentru a fi studiate ca material bibliografic la întocmirea unei lucrări geologice oarecare sau studiu. Paralel cu inventarierea într-un singur registru a documentaţiilor, trebuie să se mai ţină o evidenţă (catalogare) pe autori, pe substanţe, pe zăcăminte şi pe regiuni miniere sau administrative.

Catalogarea pe autori permite găsirea documentaţiei geologice în arhiva fondului geologic atunci cînd se cunoaşte autorul (sau unul dintre autori, regiunea unde a lucrat, tema la care a lucrat, organizaţia geologică în numele căreia a lucrat).

Catalogarea pe substanţe permite orientarea în găsirea acelor documentaţii care tratează o anumită substanţă minerală sau grupă de substanţe; înlesneşte informarea rapidă atunci cînd se cere întocmirea unei situaţii pentru o substanţă oarecare (date statistice, perspectivă, prognoză etc.).

Catalogarea pe zăcăminte înlesneşte operativitatea în găsirea tuturor documentaţiilor geologice scrise pentru un anumit zăcămînt pînă la acea dată, asigură documentarea suficientă a unei lucrări cu materialul bibliografic existent pentru acel zăcămînt. Este cea mai bună evidenţă care foloseşte la întocmirea situaţiilor rezervelor de prognoză de ordinul I.

Catalogarea pe regiuni miniere (unităţi structurale), sau regiuni administrative permite orientarea în problemele cercetărilor geologice şi miniere pe teritoriul unei regiuni oarecare, atît a celor executate, cît şi pentru perspectiva regiunii din punct de vedere geologo-minier. Acest mod de evidenţă şi catalogare a lucrărilor geologice publicate se deosebeşte de evidenţa obişnuită folosită de biblioteci unde se ţine o catalogare numai după autori. La catalogarea documentaţiilor geologice fiecare catalog este format din fişe de catalogare. În catalog (cutia în care se pun fişele) acestea se aşează în ordine alfabetică pe autori, substanţe, zăcăminte, regiuni.

Sistemul centralizat impune totodată asigurarea unui spaţiu judicios dimensionat pentru păstrarea documentaţiilor geologice, iar pentru posibilitatea de consultare sau studiere este necesară o cameră de consultare.

Care sînt documentaţiile care trebuie să constituie obiecte ale fondului geologic la nivelul ministerului?

Din punctul de vedere al modului de evidenţă a documentelor geologice, acestea se împart în două grupe şi anume:

a) documentaţii care se inventariază în registru, cărora li se dă număr de inventariere şi pentru care se face catalogarea pe autori, substanţe, zăcăminte şi regiuni (rapoarte geologice, informaţii anuale, de sinteză, proiecte geologice, studii tehnico-economice precum şi lucrările geologice cu caracter ştiinţific dar nepublicate);

b) documentele pentru care evidenţa se face într-un registru separat, se ţin în bibliorafte, pentru care nu este necesară evidenţa pe cataloage (dări de seamă statistice, studii centralizate încheierile Comisiei republicane de rezerve, avize la proiecte sau documentaţii, hărţi geologice etc.).

Evidenţa centralizată a documentaţiilor geologice de orice fel creează posibilitatea concretă de întocmire a hărţilor cu gradul de studiere geologică, geofizică, geochimică, hidrogeologică, precum şi a hărţilor mineralogenetice şi de prognoză.

Întocmirea hărţilor de prognoză este direct condiţionată de hărţile mineralogenetice (metalogenetice şi litogenetice). Pe baza lor se poate face o evaluare judicioasă cu un grad de cunoaştere mai mare a rezervelor de prognoză.

2. **Înregistrarea lucrărilor geologice** constă în înscrierea la fondul geologic a tuturor lucrărilor geologice de orice fel, proiectate şi planificate, înaintea începerii lucrărilor de execuţie în scopul evitării suprapunerilor, paralelismelor şi a urmăririi realizării lor în termen.

Înregistrarea anuală a lucrărilor geologice proiectate dă posibilitatea să se compare noile proiecte cu cele anterioare pentru evitarea suprapunerilor şi a lucrărilor nejustificate, cît şi pentru aprecierea elementelor noi obţinute, la nivelul cercetărilor pe care le execută.

La înregistrarea lucrărilor geologice trebuie să se specifice dacă au fost trimise la fondul geologic toate documentaţiile geologice planificate şi cu termenele de predare pînă la data înregistrării. La înregistrarea lucrărilor geologice toate proiectele se predau fondului geologic împreună cu o hartă la o scară corespunzătoare, cu indicaţia locurilor de amplasare a lucrărilor geologice şi felul lor. Fondul geologic care face înregistrarea trebuie să le centralizeze apoi pe o singură hartă la o scară acceptabilă.

3. **Sintetizarea datelor geologice.** Prin sintetizarea datelor din documentațiile și hărțile geologice se înțelege operația de centralizare și generalizare a tuturor datelor geologice, în vederea stabilirii gradului de studiere geologică a subsolului R.P.R., gradului de cunoaștere pentru substanțe sau grupe de substanțe minerale utile și zăcăminte, volumului de rezerve determinate în subsol.

Scopul sintetizării este stabilirea potențialului economic pentru asigurarea industriei cu materie primă minerală și planificarea judicioasă a lucrărilor geologice pe anii următori, informarea cît mai clară a organelor superioare de stat asupra rezervelor puse în evidență și elaborării planului de perspectivă pe mai mulți ani.

Sintetizarea datelor geologice revine fiecărei organizații geologice în mod diferențiat, conform sarcinilor geologice pe care le are de îndeplinit la scara și posibilitățile ce i le oferă locul pe care-l ocupă, ca unitate organizată în ierarhia organizării geologice.

a. Pentru stabilirea gradului de studiere geologică a subsolului teritoriului R.P.R., este necesară elaborarea anuală la diferite scări a hărților cu gradul de studiere pentru cartare geologică, prospecțiuni geologice, prospecțiuni geofizice, prospecțiuni geochimice, cercetări hidrogeologice etc. Această sarcină îi revine fiecărei organizații geologice care execută astfel de lucrări, le centralizează și le înaintează organului superior de care depinde — minister. Fondul geologic al ministerului la rîndul său le centralizează de la toate unitățile sale, apoi le înaintează fondului geologic republican. Fondul geologic republican le centralizează pe R.P.R. și elaborează hărțile cu gradul de studiere geologică pentru întreg teritoriul R.P.R.

b. Pentru stabilirea gradului de cunoaștere pe substanțe sau grupe de substanțe se elaborează hărți mineralogenetice, pe substanțe minerale utile (hărți metalogenetice și hărți litogenetice). Hărțile mineralogenetice se pot executa la diverse scări și de către diferite organe. Astfel, pentru punerea în evidență de noi rezerve de prognoză de ordinul I, în jurul zăcămintelor în exploatare sau în explorare, unitățile operative pot executa hărți mineralogenetice și de prognoză la scara 1 :5 000, 1 :10 000 sau 1 :25 000, în funcție de mărimea și grupa în care este încadrat zăcămîntul respectiv. Scopul hărților de prognoză la aceste scări este punerea în evidență de noi corpuri de minereu în extinderea zăcămintelor cunoscute (scara 1 :5 000 la care în mod obligatoriu trebuie prezentate și profile de interpretare), de noi sectoare și cîmpuri miniere în cadrul unui zăcămînt (scara 1 :10 000, 1 :25 000). La scări mai mici se execută hărțile mineralogenetice și de prognoză de ordinul II. În condițiile țării noastre se pot executa hărțile de substanțe minerale utile, care de fapt sînt o înregistrare a tuturor zăcămintelor cunoscute pînă la acea dată. Hărțile mineralogenetice se deosebesc de acestea din urmă prin faptul că în ele se reflectă, atît indicatorii direcți (zăcămintele cunoscute, zone de aflorare, lucrări miniere vechi), cît și indicatori indirecți (premise geologico-geochimice, structurale, litofaciale, magmatice etc. care formează premisele geologice necesare întocmirii hărților de prognoză după cele mineralogenetice). Sarcina întocmirii hărților mineralogenetice și de prognoză revine institutelor, comisiilor de perspectivă pentru prognoza de ordinul II cît și organelor operative în mod deferențiat, conform scopului pe care îl urmăresc (prognoza de ordinul I).

Elaborarea hărților mineralogenetice este o sarcină foarte importantă și de răspundere deoarece ele stau la baza întocmirii hărților de prognoză ce fundamentează sarcina de rezerve planificate pentru fiecare substanță. De aceea, la elaborarea hărților mineralogenetice este necesară studierea tuturor documentațiilor de prospecțiuni și explorări, întocmite pe regiunea sau zăcămîntul pentru care se lucrează harta respectivă.

Rezervele de prognoză de ordinul I și II trebuie evaluate pe baza unei metodologii unice.

c. Pentru stabilirea volumului de rezerve în zăcăminte, este necesară ținerea unei evidențe a pierderilor și a diluției. Centralizarea și prelucrarea acestor date constituie un sprijin deosebit la orientarea lucrărilor de exploatare.

*

În etapa actuală de dezvoltare a lucrărilor geologice din țara noastră, este indicată crearea unui fond geologic central care să inventarieze toate documentațiile, proiectele și studiile geologice, precum și rezervele de substanțe minerale pe grupe, categorii, regiuni și pe țară, de la ministerele și unitățile acestora, de la Sfaturile populare, să înregistreze toate lucrările geologice ce se execută pe întreg cuprinsul țării, în vederea întocmirii hărților cu gradul de cercetare a subsolului R.P.R., a hărților zăcămintelor de substanțe minerale utile și a hărților de prognoză.

Pentru centralizarea documentațiilor geologice care se execută pe cuprinsul unui bazin sau al unei provincii mineralogenetice, este indicată crearea fondurilor geologice regionale care să funcționeze pe lîngă inspectoratele miniere. Concomitent cu crearea fondurilor geologice regionale, trebuie creat fondul geologic al Ministerului Minelor și Energiei Electrice.

Prin crearea fondului geologic centralizat republican, fondului geologic al M.M.E.E. și a fondurilor geologice regionale se va pune în valoare un mare număr de documente geologice pe de o parte, iar pe altă parte, se va asigura un sistem mai eficient de lucru în cercetările geologice în țara noastră.

Note

Un nou aparat pentru recoltat probe netulburate din nisipuri acvifere

Ing. *D. GEORGESCU*,
ing. *I. BÎRA* şi
C. VAIS

În practica lucrărilor de studii şi proiectare a terenurilor de fundaţie, apare ca o condiţie necesară, în vederea proiectării fundaţiilor sau a altor lucrări inginereşti, recoltarea de probe netulburate, pentru determinarea caracteristicilor fizico-mecanice ale terenurilor.

În cazul nisipurilor acvifere această recoltare este dificilă deoarece materialul nu poate fi reţinut în stuţ datorită lipsei de coeziune.

Se menţionează că o cunoaştere a porozităţii naturale a nisipurilor acvifere de diferite sorturi, posibilă numai printr-o recoltare netulburată, este necesară, atît la proiectarea fundaţiilor pe astfel de terenuri, cît şi la determinarea condiţiilor hidrogeologice ale acestor strate atunci cînd ele limitează sau sînt traversate de către lucrări miniere.

Reţinerea în stuţ, în condiţii netulburate, a nisipurilor acvifere a fost iniţiată de către Bishop [1] şi apoi de către Nixon [2].

Astfel, s-a observat că reţinerea materialului în stuţ, la extragerea acestuia dintr-un teren necoeziv şi acvifer, este făcută atunci cînd la partea superioară a acestuia se creează vid prin intermediul unei membrane de cauciuc (fig. 1), iar

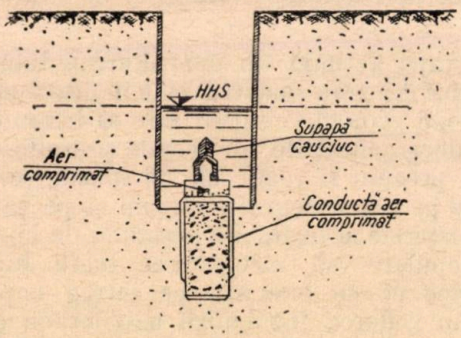


Fig. 1.

la partea inferioară — un dop de aer care să separe complexul acvifer din stuţ de cel al stratului.

Membrana de cauciuc permite numai procesul de evacuare a apei şi a aerului din partea superioară a stuţului, dînd posibilitatea creării în interiorul acestuia a unei forţe depresionare care mobilizează frecarea între particule şi dă naştere fenomenului de boltă ce reţine proba în stuţ.

Dopul de aer, creat la partea inferioară a stuţului, înlătură procesul de sedimentare a probei în această parte, prin naşterea unor eforturi de tensiune superficială, care imprimă nisipului coeziune aparentă. În lipsa acestui dop de aer, proba tinde să se sedimenteze progresiv în timpul extragerii, ceea ce ar duce la pierderea probei.

Serota şi Jenings [3] au iniţiat un sistem de creare a dopului de aer prin intermediul a două conducte de aer comprimat sudate lateral la stuţ şi care debitează aerul în stuţ la circa 45 mm de baza acestuia (fig. 1).

Se menţionează că un exces de apă, existentă în proba extrasă în stuţ, ar putea duce la distrugerea coeziunii aparente create, din care cauză este necesară drenarea ei cu ajutorul unui dispozitiv de drenare.

Recoltarea propriu-zisă a unei probe netulburate din nisipuri acvifere este deci făcută cu ajutorul unui asemenea stuţ care alcătuieşte dispozitivul de recoltare.

În afară de acest dispozitiv, aparatul pentru recoltarea probelor netulburate din nisipuri acvifere este constituit din următoarele dispozitive: de presare, ancorare, de susţinere a stuţului, de drenare.

Dispozitivul de presare are rolul de a condiţiona înfigerea în teren a stuţului propriu-zis printr-o apăsare continuă şi lentă, astfel ca efectul de şoc, care ar duce la tulburarea probei în stuţ, să fie eliminat.

Dispozitivul de ancorare are rolul de a asigura preluarea eforturilor ce se creează prin înfigerea stuţului în talpa găurii de foraj, folosind rezistenţa la tracţiune a terenului de suprafaţă prin intermediul unor burghie care se încastrează în acesta.

Dispozitivul de susţinere a probei asigură fixarea stuţului extras la suprafaţă şi recoltarea de probe din stuţ în bune condiţii.

Dispozitivul de drenare a apei are rolul de a permite drenarea apei în exces existentă în stuţ (în special la partea superioară) după extragerea probei.

La noi în ţară un asemenea aparat a fost construit de către un colectiv, în cadrul Întreprinderii de studii şi prospecţiuni (I.S.P.) [4].

Ţinînd seamă de rezultatele obţinute în urma folosirii acestui aparat şi pentru îmbunătăţirea şi simplificarea tehnologiei de recoltare, s-a proiectat şi construit, în cadrul I.S.P.H. un nou aparat de recoltare a probelor netulburate din nisipuri acvifere.

Aparatul se poate adapta, atît la sondezele manuale de 3 t, cît şi la aparatele de tip ACG Karafiath cu sarcina la cîrlig de 1,5 t şi greutate de circa 60 kg.

Descrierea aparatului. Cel mai important dispozitiv care intră în alcătuirea aparatului, îl constituie dispozitivul de recoltare propriu-zisă (fig. 2 şi 4).

Acest dispozitiv este alcătuit din următoarele părţi:

— stuţul propriu-zis, *1*, (fig. 2) ce are sudat lateral două conducte, *2*, şi prezintă o grosime a peretelui de 2 mm, un diametru interior de 80 mm şi deci un coeficient de perete $\left(Cp = \frac{de^2 - di^2}{di^2} \right)$ de 0,098; acest coeficient oferă condiţii de recoltare simţitor îmbunătăţite;

— corpul inferior *3*, ce asigură condiţii bune de creare a vidului, prin etanşarea acestuia faţă de stuţul cu filetul interior prin intermediul unei garnituri exterioare de cauciuc, *4*;

— corpul superior, *5*, ce se asamblează la partea inferioară de corpul inferior prin intermediul şuruburilor, *6*, iar la partea superioară — de corpul declanşator, prin intermediul bolţului, *7*, şi numai într-o anumită poziţie a acestuia.

— corpul declanşator *8* care este asamblat la partea superioară de garnitura de prăjini. Acest corp, împreună cu garnitura de prăjini, poate fi declanşat de restul dispozitivului prin intermediul cablului cu cîrlig, *9*, care prin tragere poate aduce bolţul, *7*, într-o poziţie care să permită ridicarea separată a corpului declanşator cu garnitură de prăjini.

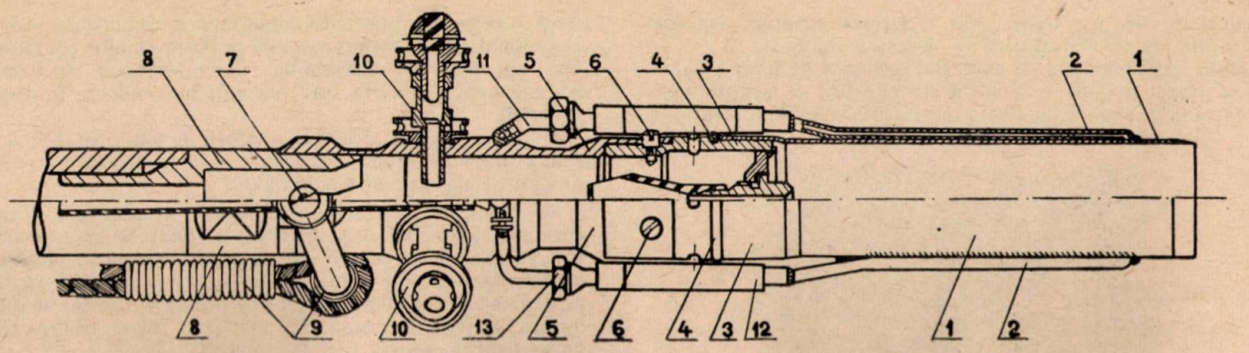


Fig. 2. Dispozitiv de recoltare a probelor.

Înfigerea centrală a stuţului în teren faţă de coloana de foraj, în vederea recoltării probei, se face prin intermediul ghidajelor, 10, fixate, în corpul superior prin înfiletare şi sprijinite pe interiorul prăjinilor de foraj. Fixarea ghidajelor este reglabilă în funcţie de diametrul coloanei de foraj folosite, *2*, (fig. 4).

Dispozitivul de presare proiectat prezintă avantaje prin simplitate şi manipulare uşoară.

El este construit dintr-un corp cleşte special *1* (fig. 3) a cărui piesă principală este o bucşă conică la interior cu bile şi resort. Corpul se termină lateral printr-un jug cu urechi de care se prinde cablul de tragere.

Dacă în cablu se aplică o forţă care trage în jos corpul cleşte special, atunci acesta se prinde rigid de prăjini datorită conicităţii interioare a bucşei, permiţînd înfigerea stuţului în teren.

Dispozitivul de presare este terminat cu echipamentul de tracţiune, alcătuit din cablu de tragere, *7*, ce este trecut prin trei scripeţi cu cîrlig (doi scripeţi se fixează la dispozitivul de ancorare, iar cel de-al treilea, cu o capacitate de tracţiune mai mare, fixat de cîrligul macaralei de la sondeză). Dispozitivul de ancorare este constituit dintr-un cadru metalic, *3*, de care se fixează cele două burghie de ancoraje în teren.

Dispozitivul de susţinere a probei (fig. 5) este compus din următoarele elemente: piciorul de susţinere, *1*; inelul prinzător al stuţului, *2*, care permite înclinarea stuţului, *3*, prin intermediul mînerului, *4*, la orice unghi dorit, în vederea recoltării comode a probelor; suportul care susţine pîlnia, *5*, prin care se dirijează materialul din stuţ în borcanele de recoltare şi stativul borcanului fixat de pîlnie, *6*.

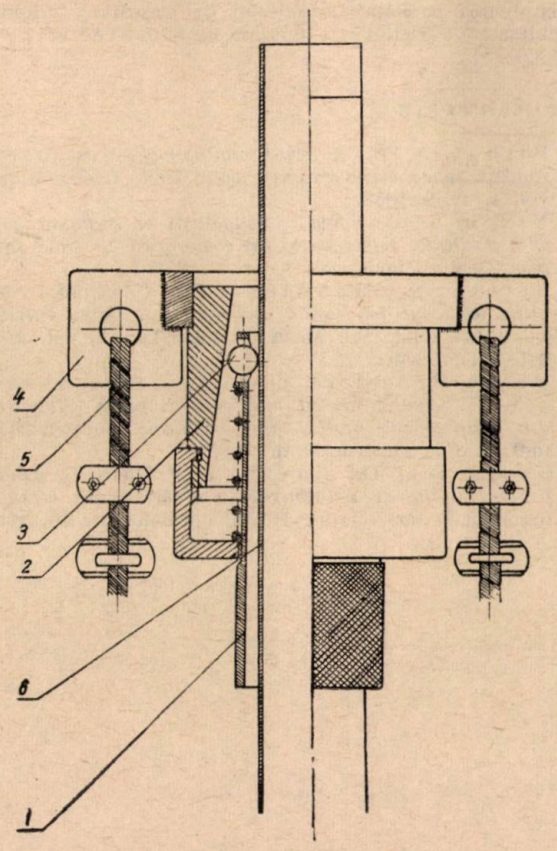


Fig. 3. Corp cleşte special:
1 — corp cleşte special; *2* — bucşă; *3* — bile de oţel; *4* — jug cu urechi; *5* — cablu de oţel; *6* — prăjină de foraj.

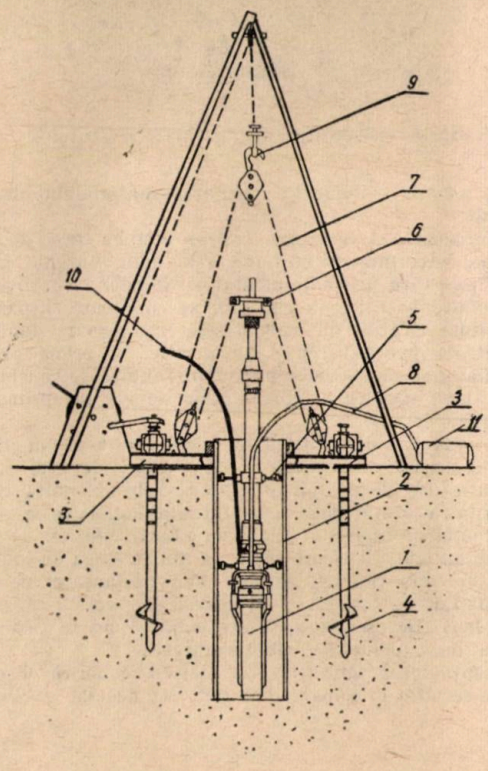


Fig. 4. Aparat de recoltat probe netulburate din nisipuri acvifere.

Ca anexe se menţionează: raschetele de nivelat proba din stuţ la partea inferioară şi superioară, butelia de înmagazinare a aerului sub presiune, *11* (fig. 4), distanţieri, *5*, (fig. 4) care permit centrarea garniturii de foraj faţă de coloană şi care se reglează în funcţie de coloana folosită; furtunul de cauciuc pentru transportul aerului sub presiune, *8*, (fig. 4), tamburul de mînă pentru înfăşurarea cablului de susţinere a dispozitivului de recoltare.

Tehnologia de recoltare. Aparatul de recoltat probe netulburate din strate nisipoase acvifere se foloseşte din mo-

mentul în care s-a ajuns, prin săpare cu sondeza manuală obişnuită, la nivelul la care se doreşte recoltarea.

Deci, din momentul în care şiul coloanei de foraj a atins talpa găurii şi după ce aceasta s-a curăţat, se menţine apă în coloana de foraj la un nivel mai ridicat decît cel al stratului

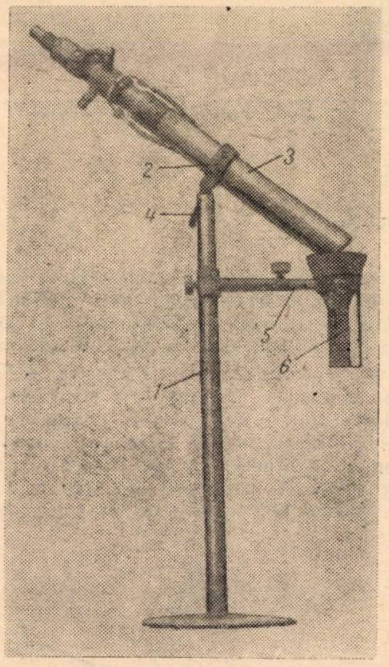


Fig. 5. Dispozitiv de susţinere a stuţului.

acvifer, pentru a împiedica refularea materialului necoeziv din strat.

Se instalează şi centrează cadrul metalic faţă de gaura forajului, ancorîndu-se în teren cele două burghie care se fixează pe cadru prin intermediul şarnierelor respective.

Concomitent cu fixarea cadrului se montează dispozitivul de recoltare alcătuit din stuţ şi cele trei corpuri, după care se înfiltrează corpul cep — declanşator la prima prăjină. În prealabil se montează suportul furtunului de cauciuc, *11*, la cele două corpuri al conductelor de aer comprimat *12*, prin şuruburile, *13*.

Odată montat dispozitivul de recoltare la prima prăjină de foraje, aceasta se lansează în talpa găurii de foraj, cu ajutorul garniturii de prăjini prin manevrele obişnuite. Se are grijă ca la fiecare prăjină să se fixeze ghidajele ce se reglează la diametrul interior al coloanei de foraj folosite.

În timpul lansării se are grijă să nu se tragă de cablul, *9*, (fig. 2) ce ţine clanşat corpul — cep declanşator de restul dispozitivului de recoltare, lăsîndu-se ca acesta să se desfăşoare lent. De asemenea, se are grijă să nu se răsucească furtunul de cauciuc de cablul amintit.

Se menţionează faptul că în timpul coborîrii dispozitivului de recoltat în coloana de foraj, este necesar să se introducă şi să se menţină aerul comprimat în conductele stuţului la presiuni care să depăşească cu puţin presiunile coloanei de apă din foraj la adîncimile corespunzătoare traversate, aceasta pentru a evita intrarea apei în conducte în timpul coborîrii.

După ce stuţul a atins talpa găurii de foraj, se lasă să se înfigă puţin în teren, micşorîndu-se la maximum circulaţia aerului comprimat prin conducte.

Se montează apoi dispozitivul de presare prin fixarea corpului cleşte special pe prăjina de foraj de la suprafaţă, fixarea celor două capete ale cablului de tragere la jugul cu urechi, fixarea celor două cîrlige de barele cadrului metalic pentru solicitarea dispozitivului de ancorare în timpul introducerii stuţului în teren, fixarea celui de-al treilea cîrlig de cîrligul macaralei de la sondeză.

După montarea dispozitivului de presare, se începe operaţia de înfigere a stuţului în teren prin acţionarea granicului de la sondeză ce trage de cîrligul, *9*. În acest timp, garnitura de prăjini apasă stuţul ce se lasă să se înfigă circa 40 mm. După înfigerea stuţului, se trage de cablul de oţel, *10*, (fig. 4), pînă ce boltul declanşator vine în poziţia ce face posibilă declanşarea corpului declanşator — garnitura de prăjini de restul dispozitivului de recoltare.

În continuare se scoate garnitura de prăjini la suprafaţă după care se face ruperea probei recoltate. Această rupere se execută printr-un jet de aer comprimat însoţită de tragerea dispozitivului de recoltare cu ajutorul cablului de oţel.

Se extrage dispozitivul de recoltare la suprafaţă, după care se montează la baza stuţului dispozitivul de drenare.

Se fixează dispozitivul de recoltare în suportul de susţinere, demontînd corpul superior.

Se lasă în această poziţie circa 15—30 minute, după care se demontează dispozitivul de drenare şi se începe recoltarea pe tronsoane a probelor în fiecare borcan separat.

Se menţionează că fiecare tronson exprimă starea volumetrică naturală a nisipului în strat.

Borcanele parafinate şi sigilate se trimit la laborator pentru determinarea porozităţii, indicelui de porozitate, gradului de îndesare şi capacităţii de îndesare, conform STAS 1917—50 şi 4380—54.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bishop, A. W. *A new sampling tool for use in cohesionless sands below ground water level.* Geotechnique, vol. 1, nr. 2, 1958.

[2] Nixon I. K. *Some investigations on granular soils with particular reference to the compressed air sand sampler.* Geotechnique, vol. 4, nr. 1, 1954.

[3] Serota, S. şi Jennings, R.: *Undisturbed sampling technique for sands and very soft clays.* Proced. 4- rd Int. Conf. Soil Mech., London Div. 2, vol. 2, p. 245—248, Londra, 1957.

[4] Botea, E., Andrei, S., Lungu, Gh. şi Strasser, E. *Aparat pentru recoltarea de probe netulburate din nisipuri sub nivelul apei subterane.* Construcţii şi materiale de construcţii. nr. 7, 1961.

[5] Georgescu, D., Savin, F. şi Vais, C. *Aparat pentru recoltarea netulburată a probelor din terenuri necoezive şi slab coezive.* Revista Minelor, nr. 10, 1964.

Utilizarea teoriei mediilor α în interpretarea unor secțiuni geoelectrice în perimetrele geofizice din regiunea Baia Mare

Ing. *V. ROȘCA*
și
ing. *M. IANĂȘ*

Una dintre metodele de prospecțiune electrometrică în curent continuu, care a atras atenția celor ce au de rezolvat probleme legate de zăcămintele filoniene, a fost metoda SEV-urilor scurte.

Metoda SEV-urilor, dezvoltată în prospecțiunea de petrol în cadrul teoriei stratificației paralele orizontale, capătă pentru minereuri o formă de reprezentare specifică și anume aceea a secțiunilor geoelectrice.

Pentru zăcămintele din regiunea Baia Mare, prospecțiunea electrometrică se lovește de dificultățile obișnuite terenurilor eruptive și anume:

— rezistivitatea mare a rocii care găzduiește mineralizația;
— comportarea asemănătoare a zonelor de andezit proaspăt și a celor silicifiate, în cîmpul electric:
— anomalii frecvente date de zonele umede și care se confundă cu cele date de mineralizațiile de sulfuri metalice;
— efectul perturbant al solului și al grohotișurilor.

Toate aceste dificultăți conduc pe geofizicianul-prospector să încerce rezolvarea problemelor electrometrice prin suprapunerea mai multor metode și chiar prin suprapunerea metodelor electrometrice cu alte metode geofizice, între care, în primul rînd, cu metoda magnetometrică.

În regiunea Baia Mare, încă din campania anului 1961, s-a încercat cuplarea metodei P.N. cu metoda de rezistivitate. Între metodele de rezistivitate, metoda SEV-urilor scurte transpuse în secțiuni geoelectrice, așa cum s-a arătat mai sus, a fost considerată printre cele mai indicate. Primele secțiuni geoelectrice s-au obținut pe extremitatea estică cunoscută a filonului Șuior și se prezintă sub forma arătată în figurile 1 și 2. După cum se vede în aceste secțiuni,

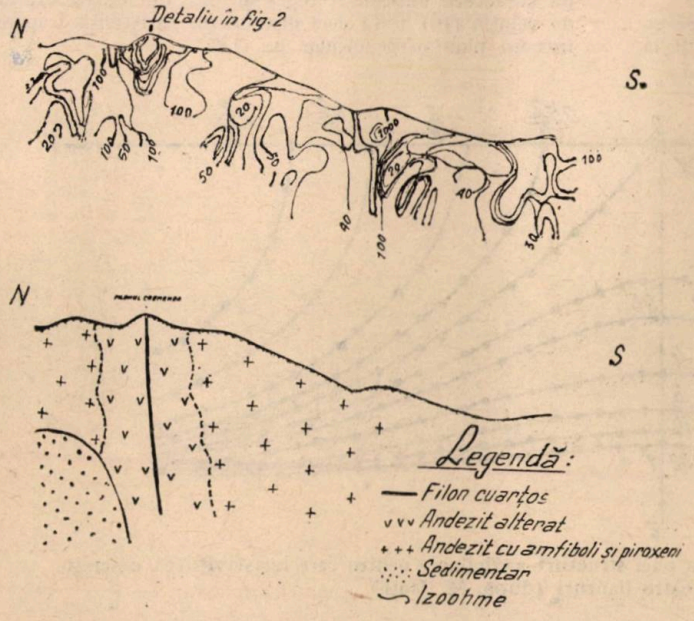


Fig. 1. Secțiune geoelectrică și secțiune geologică (după E. Schill), extremitatea estică a filonului Cremenea (Șuior).

atît masa de cuarț a filonului Șuior, cît și andezitul mai puțin afectat de acțiunea soluțiilor hidrotermale dar caolinizat, din culcușul filonului, se prezintă ca o configurație deosebită a izoohmelor. Teoria stratificației paralele orizontală nu poate fi utilizată, secțiunea geologică însăși prezentînd, în cazul nostru, numai contacte verticale. În plus, observăm că izoohmele au tendința de a se închide în curbe concentrice în masa formațiunii rezistente și de a rămîne deschise în adîncime, spre limitele formațiunii. Expunerea de față încearcă să pună problema unei orientări noi în exprimarea sensului geologic pe care îl au secțiunile geoelectrice ce se obțin în prospecțiunea de minereuri din regiunea Baia Mare.

Această nouă orientare este dată de teoria mediilor α [1] care, deși își propune să rezolve problema teoretică a modelărilor în cîmp electric continuu, cum se va vedea, pune și o problemă deosebită măsurătorilor din teren.

În lucrarea citată [1] se pleacă de la o altă formă a ecuației generale a cîmpurilor electrice staționare care se obține din cele două ecuații ale lui Maxwell:

$$\operatorname{div} \bar{J} = 0 \tag{1}$$

$$\operatorname{rot} \bar{E} = 0 \tag{2}$$

completate prin legea lui Ohm

$$\bar{J} = \sigma \bar{E} \tag{3}$$

unde conform notației obișnuite:

$\bar{J}$ este vectorul densității de curent;
$\bar{E}$ — vectorul cîmpului electric;
σ — conductivitatea mediului, presupus izotrop.

Sistemul de ecuații (1), (2) se rezolvă definind:

$$\bar{E} = -\nabla\varphi \tag{4}$$

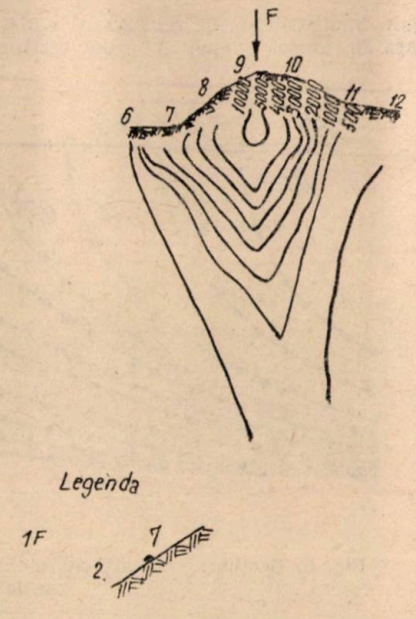


Fig. 2. Secțiune geoelectrică pentru zona filoniană din estul zăcămîntului Șuior (detaliu al fig. 1):
1 — filon; 2 — profil cu stație SEV.

unde φ este un potențial scalar.

Utilizînd legea lui Ohm ecuația (1) devine:

$$\operatorname{div}(\sigma\nabla\varphi) = 0 \text{ sau} \tag{5}$$

$$\sigma\Delta\varphi + \nabla\sigma\nabla\varphi = 0 \tag{6}$$

Această ecuație exprimă tot ceea ce teoria clasică a electricității afirmă cu privire la distribuția curentului continuu într-un mediu eterogen izotrop și este denumită ecuația generală a curenților staționari.

Ecuația generală a curenților staționari se transformă, considerînd conductivitatea variabilă în mediul izotrop și omogen, prin substituția:

$$\sigma = \alpha^2 \qquad \alpha = +\sqrt{\sigma} \qquad \Delta\sigma = 2\alpha\nabla\alpha \tag{7}$$

unde α ca și φ este un scalar pretutindeni pozitiv și devine:

$$\Delta(\alpha\varphi) - \varphi\Delta\alpha = 0$$

Definind un nou cîmp scalar prin egalitatea:

$$\Psi = \alpha\varphi \tag{8}$$

noua formă a ecuației generale a curenților staționari ia forma simetrică:

$$\frac{\Delta\Psi}{\Psi} = \frac{\Delta\alpha}{\alpha} \tag{9}$$

Această formă exprimă analogia rolurilor pe care le au cantitatea α, mărime caracteristică mediului material și cîmpul Ψ, datorit f.e.m. aplicate.

Cu ajutorul relației (9) se poate determina distribuția de rezistivitate reală și implicit distribuția de potențial pentru cîmpul unui emițător obișnuit AB, într-o serie de situații în care teoria clasică a potențialului newtonian nu poate oferi rezultate practice, adică se pot construi modele electrometrice.

Pentru prospecțiunea filoanelor rezistente, cu ajutorul teoriei mediilor α (denumirea datorită funcției specifice α) s-a realizat o modelare interesantă [5], luîndu-se pentru α o funcție de forma:

$$\alpha = \alpha_0 \operatorname{ch} qx \cos pz. \tag{10}$$

Alegîndu-se parametrii $p = q = \frac{\pi}{2}$, după cum se vede în figura 3, distribuția de rezistivități reale echivalează cu prezența în subsol a unui anticlinal rezistent. Întrucît la adîncimea $h = 1$ ($z = 1$), $\alpha = 0$, adică $\rho = \infty$, este vorba de o structură aleasă de un fundament rezistent pe care se află o ridicare anticlinală de asemenea rezistentă. Evident, nu putem vorbi de o structură anticlinală clasică, în sensul existenței unei suprafețe de separare a două medii cu rezistivități diferite, ci de o scădere continuă a rezistivității de la simburele anticlinalului către periferie.

Modelul teoretic din figura 3, a fost utilizat pentru obținerea unei secțiuni geoelectrice realizată pe principiul folosirii unei funcții de conductibilitate α (mediu α).

După cum se știe, pentru construirea secțiunii geoelectrice este necesară determinarea lui $\rho_a = f\left(\frac{AB}{2h}\right)$ în tot planul secțiunii. Aceasta este posibil dacă presupunem că SEV-urile se execută cu un dispozitiv gradient pentru care avem:

$$\rho_a = \frac{2\pi}{I} r^2 E_r = -\frac{2\pi}{I} r^2 \frac{\partial\varphi}{\partial r}, \tag{11}$$

unde:

$r^2 = x^2 + y^2$ și φ – funcție de potențial.

În cazul modelării ce se prezintă, s-a utilizat funcția de potențial:

$$\varphi = \frac{1}{\alpha_p} \cdot \frac{\Psi}{\alpha_M} \tag{12}$$

unde:

$$\Psi = A\left\{\frac{1}{R} - \left(\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_{-1}}\right) + \right.$$

$$\left. + \left(\frac{1}{R_2} + \frac{1}{R_{-2}}\right) + \ldots + \left(\frac{1}{R_i} + \frac{1}{R_{i-1}}\right) + \ldots\right\} \tag{13}$$

în care R sînt distanțele ce intervin în metoda imaginilor, iar A, o constantă ce depinde de curentul care generează cîmpul electric de explorare a subsolului. S-a mai notat:

α_P – constantă de transformare;

α_M – valoarea funcției α în punctul de măsură M.

Cu procedura clasică de construire a secțiunii geoelectrice s-a calculat, prin intermediul valorilor α_M, rezistivitatea aparentă ρ_a pentru profile de întindere a liniei AB paralel cu axa OY. Secțiunea geoelectrică teoretică obținută (fig. 4) pe structura anticlinală reprezentată de funcția exprimată de relația (10) arată deci distribuția rezistivității aparente, într-un plan perpendicular pe OY.

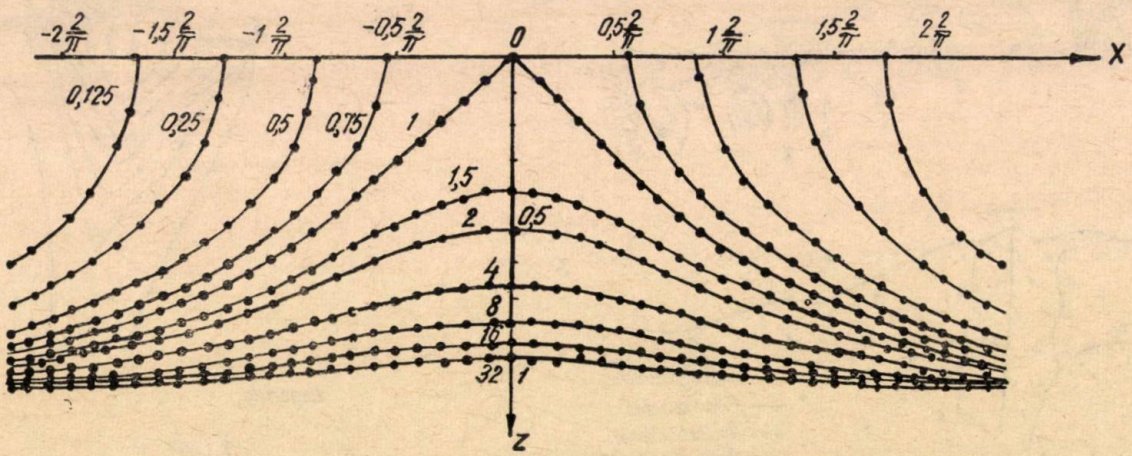


Fig. 3. Secțiune verticală cu izoohme reale a unei structuri anticlinale pentru care rezistivitatea descrește de la simbure către flancuri (după M. Roth).

Secțiunea geoelectrică teoretică din figura 4 pune în evidență faptul că prezența fundamentului izolant nu implică o creștere a rezistivității aparente cu adîncimea, așa cum era de așteptat ci, dimpotrivă, o scădere. Însăși ridicarea anticlinală, de asemenea izolantă, apare ca o zonă de rezistivități ridicate ce se limitează la partea superioară a secțiunii, ca și cum ar fi vorba de un corp rezistiv care nu are continuare în adîncime.

Rezultatul modelării teoretice prezentat este important întrucît explică aspectul neobișnuit al secțiunilor geoelecrice

obținute în teren la prospectarea filoanelor de cuarț aurifer din neoeruptivul regiunii Baia Mare. Comparînd, de pildă, secțiunea geoelectrică din figura 2 (detaliu al fig. 1 în zona filonului Cremenea), cu secțiunea geoelectrică teoretică din

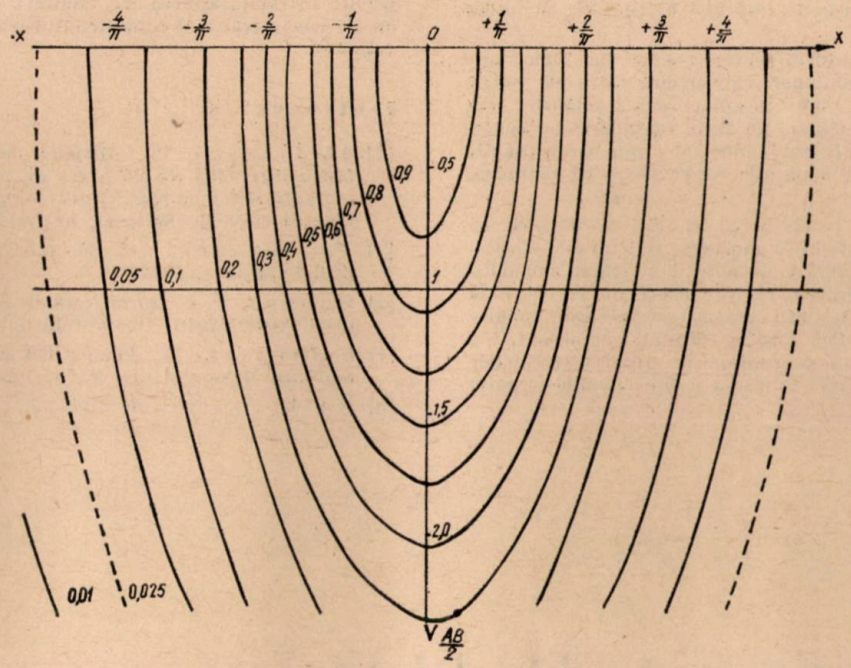


Fig. 4. Secțiune geoelectrică teoretică pentru structura din figura 3 (după M. Roth).

figura 4, constatăm o foarte mare asemănare. Rezultă că răspunsul dat de masa de cuarț izolator a filonului Cremenea la cercetarea prin SEV-uri este asemănător cu cel al unei ridicări anticlinale pe un fundament izolant. Referindu-ne

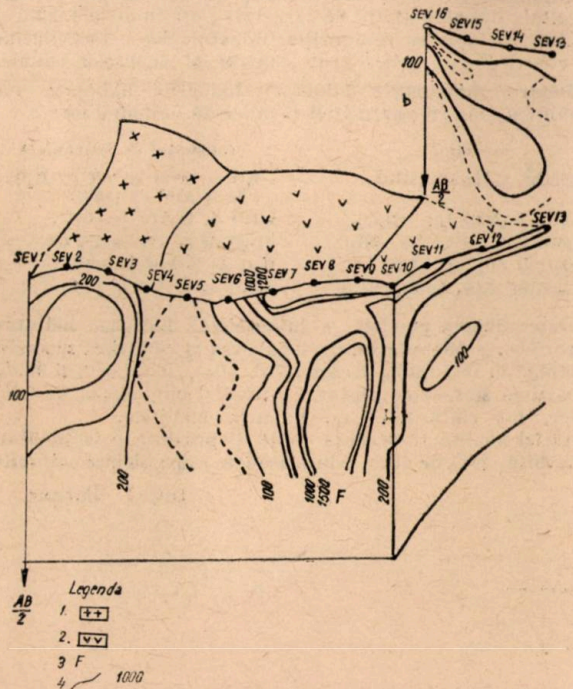


Fig. 5. a) Bloc diagramă geoelectrică pentru extremitatea estică a filonului Cremenea (Șuior):

1 — andezit slab alterat hidrotermal; *2* — zonă de caolinizare; *3* — filon de cuarț aurifer; *4* — izoohmă.

b) Secțiune geoelectrică din latura estică a blocdiagramei.

Cuvertura conductoare este reprezentată de zonele superficiale de dezagregare atmosferică a rocii din substrat.

Tot modelarea teoretică prezentată ne furnizează explicația pentru faptul că izoohmele de rezistivități mari se închid

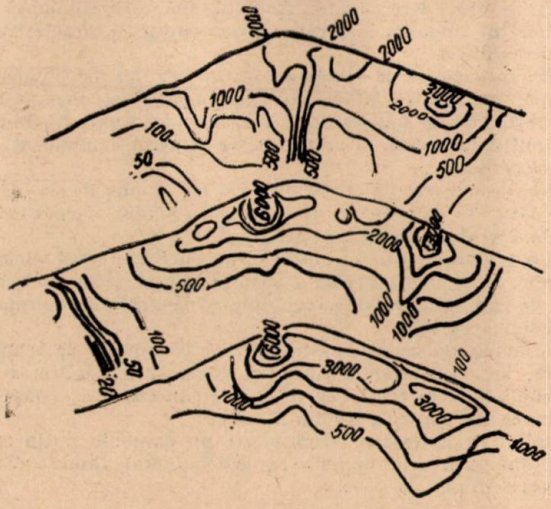


Fig. 6. Secțiuni geoelectrice paralele în zona Dealul Blidarului (Chiuzbaia).

în adîncime, deși formațiunea rezistivă coboară dincolo de adîncimea de investigație a dispozitivului SEV utilizat. (Menționăm că SEV-urile executate au fost cu maximum $\frac{AB}{2} = 150$ m).

Concordanța rezultatelor din teren cu modelarea teoretică există pînă acum pentru toate secțiunile geoelectrice obținute în regiunea Baia Mare. Ca exemplu se mai adaugă figurile 5 și 6, care prezintă zone de rezistivități ridicate din cuprinsul

andezitelor, ce nu se limitează la suprafață, așa cum ar sugera secțiunea geoelectrică, ci au o continuitate normală în adîncime.

Urmează de aici că aspectul curbelor izoohme indică numai prezența corpului perturbant, fără nici o legătură cu forma acestuia.

Tot modelările cu ajutorul centrelor α ne dau indicii privitori și la zonele conductoare care separă între ele zonele rezistive. Tendința de „fugă" în adîncime a izoohmelor care conturează zonele conductoare nu arată extinderea lor în jos. Zonele conductoare pot fi foarte bine zone umede sau friabile la nivelul suprafeței de separație rocă vie-sol cu extindere mică în adîncime.

Observațiile pe care le-am făcut nu duc la concluzia că metoda SEV-urilor scurte în terenuri eruptive nu este eficace. Ele au sensul unei precizări a eficacității. Valoarea anomaliei rămîne un indiciu referitor la contrastul de rezistivitate care o provoacă. Cu ajutorul modelărilor teoretice, amplasarea ei pe secțiune indică poziția corpului perturbant. Nu va trebui însă niciodată să contăm pe aportul secțiunilor geoelectrice în ceea ce privește forma și dimensiunile corpului perturbant.

Cele arătate se încadrează de altfel în problema obișnuită a prospecțiunilor geofizice, și anume, trecerea de la considerațiile fizico-teoretice la cele concrete din teren nu se poate face decît atunci cînd fenomenele sînt cît mai amănunțit privite în complexitatea lor. Metoda este cu atît mai utilă cu cît cunoaștem mai bine denaturările la care ea ne poate conduce.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ștefănescu, S. *Modéles theoretiques des milieux héterogénes pour les méthodes de prospection électrique à courants stationnaires.* Studii tehnice și economice. Comitetul Geologic Seria D, nr. 2/1952.

[2] Iakubovschi, I. B. *Elektrorazvedka.* Gostoptehizdat, Moskva, 1956.

[3] Dahnov, V. N. *Elektriceskaia razvedka neftianth i gazovth mestorojdenii.* Gostoptehizdat, Moskva, 1953.

[4] Lafargues, P. *Prospection électrique par courants continus.* Masson & Cie, Paris, 1957.

[5] Roth, M. *Proiect de diplomă.* I.P.G.G., 1964.

Analiza cantitativă a mineralelor hidratate prin metoda deshidratării termice

Mineralele hidratate conțin apă legată fizic și chimic într-o cantitate bine determinată. Această apă este eliminată la încălzire pe anumite intervale de temperatură, caracteristice fiecărui mineral.

Deci intervalele de temperatură, în care au loc pierderile de apă, pot indica mineralele componente ale unei probe, iar cantitatea de apă pierdută pe fiecare interval determină conținutul procentual pentru fiecare mineral component al probei respective.

Proprietatea rețelei cristaline de a lega molecule de H_2O este dată de raporturile dintre razele ionilor constituenți ai rețelei și de energiile lor specifice.

Ca o urmare a acestei proprietăți, capacitatea unui mineral hidratat de a pierde sau de a absorbi apă, depinde de tensiunea de vapori interioară a cristalului și de tensiunea de vapori a mediului exterior.

Tensiunea de vapori internă variază în funcție de temperatură, iar mineralul hidratat își păstrează stabilitatea în domeniul în care tensiunea de vapori internă nu depășește tensiunea de vapori a mediului exterior.

Studiul deshidratării termice este un domeniu puțin cercetat pînă în prezent, un număr mic de minerale fiind studiate din acest punct de vedere.

Analizele efectuate din această metodă asupra probelor recoltate din zăcămîntul de săruri de potasiu de la Tazlău au ajutat la stabilirea compoziției mineralogice a zăcămîntului și constituie un criteriu de control al analizelor chimice.

Pentru principalele minerale halogene hidratate s-au stabilit următorii parametrii termici de deshidratare:

mineralul	*intervalul de deshidratare*
Schönitul $K_2Mg(SO_4)_26H_2O$;	$2H_2O$ de la 07 la 80°C și $4H_2O$ de la 110° la 140°C;
Leonitul $K_2Mg(SO_4)_2 . 4H_2O$;	$4H_2O$ de la 110° la 140°C;
Cainitul $ClK . SO_4 . Mg . 3H_2O$;	$3H_2O$ de la 175° la 200°C;
Kieseritul $SO_4 Mg . H_2O$;	H_2O de la 218° la 238°C;
Polihalitul $K_2Ca_2Mg(SO_4)_42H_2O$	$2H_2O$ de la 275° la 325°C.

Determinarea practică a mineralelor halogene hidratate din probe se poate face prin încălzirea și cîntărirea succesivă a probei în mai multe trepte: 70°, 105°, 200°, 250°, și 350°C. Încălzirea se face cu ajutorul etuvei și cuptoarelor de laborator, iar cîntărirea — cu balanța analitică.

Astfel analiza se execută rapid și prezintă o sensibilitate deosebită, greu de atins prin metodele mineralogice obișnuite.

Ing. *I. Gherasie*

Recenzii

V. NICOLAE şi ST. MORARU. **Organizarea şi planificarea producţiei în întreprinderile miniere.** Editura didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1964.

În Editura didactică şi pedagogică a apărut recent un nou manual de organizare şi planificare, la nivelul muncitorilor calificaţi din industria minieră.

Este cît se poate de evident că elaborarea unui manual de organizare şi planificare, la nivelul muncitorilor calificaţi, necesită o riguroasă selectare a materialului bibliografic — astăzi destul de bogat şi variat — şi o formă de prezentare adecvată. Aceasta cu atît mai mult cu cît problemele de organizare şi planificare, limitate chiar la sfera întreprinderilor miniere, sînt multiple, complexe şi au un caracter specific.

Adaptarea noţiunilor economice cu caracter general la organizarea şi planificarea producţiei din întreprinderile miniere, cu scopul de a teoretiza problemele tratate, au constituit premise de concepţie în elaborarea noului manual, în sensul explicării acestora sub o formă accesibilă, care să asigure totodată înregistrarea unei legături cu problemele economice concrete. De asemenea, evitarea unui paralelism nejustificat în sensul de a nu se introduce în conţinutul manualului probleme de tehnologie care fac obiectul unor manuale de specialitate pentru muncitorii calificaţi, a constituit o nouă orientare în elaborarea manualului pe care îl prezentăm.

Structura manualului a fost proporţionată pe lecţii, în funcţie de importanţa problemelor şi, mai ales, a specificului organizării întreprinderilor miniere din ţara noastră. Ca urmare, manualul a fost conceput în opt capitole: „Noţiuni introductive" în care s-au inclus şi noţiunile de economie politică (6 p.); „Organizarea şi funcţionarea întreprinderilor miniere" (43 p.); „Organizarea muncii în întreprinderile miniere" (8 p.); „Normarea tehnică a muncii în întreprinderile miniere" (16 p.); „Salarizarea în industria minieră (5 p.); „Planificarea activităţii în întreprinderile miniere" (5 p.); întrunind problemele actuale ale organizării şi planificării din sectorul minier, la nivelul întreprinderii. Ponderea principală în structura manualului o deţin organizarea producţiei, normarea tehnică şi organizarea muncii în întreprinderile miniere.

Încercarea autorilor de a prezenta problemele abordate într-un mod cît mai specific întreprinderilor miniere este meritorie.

Problemele de organizare şi planificare din uzinele de preparare a cărbunilor şi minereurilor se tratează sumar. Astfel, în afara unui paragraf consacrat efectiv acestor probleme „Organizarea producţiei în instalaţiile de preparare" (p. 33—36), se mai aminteşte de acestea la „Organizarea sectorului energetic" (p. 41), la „Stabilirea normelor tehnice de muncă" (p. 72), la „Planul de producţie" (p. 97) şi la „Regimul de lucru în întreprinderile miniere" (p. 50—51).

Prin faptul însă că unele din problemele de organizare şi planificare, date în manual, prezintă valabilitate nu numai pentru întreprinderile miniere cu profil de exploatare, ci şi pentru întreprinderile de preparare, cum ar fi salarizarea, normarea, planul preţului de cost etc., lipsa semnalată este oarecum suplinită.

O observaţie de amănunt, totuşi necesară, este aceea cu privire la modul cum autorii definesc combinatul (p. 19). Ei definesc combinatul minier ca o întreprindere fără caracter regional. În condiţiile de minerit de la noi însă, singurul combinat minier existent în bazinul Valea Jiului este organizat tocmai pe principiul regional şi acest lucru trebuia precizat, aşa cum se procedează în alte capitole.

Remarcăm, în continuare, capitolul rezervat salarizării în întreprinderile miniere, care are un conţinut cu totul specific în raport cu alte sectoare de activitate şi în care, datorită exemplificărilor date, autorii au reuşit să redea sugestiv detaliile noţiunilor respective.

Considerăm însă că ar fi fost util să se fi dezvoltat partea privind indicatorul tarifar în industria minieră, în care să se fi tratat în special despre comisiile tehnice de încadrare tarifară din întreprinderi, precum şi despre mecanismul de trecere de la o categorie de încadrare la alta, probleme care, aşa cum rezultă din practică, interesează îndeosebi pe viitorii muncitori calificaţi.

În aceeaşi măsură credem că ar fi fost necesar să se fi acordat un spaţiu mai mare problemelor privind productivitatea muncii şi influenţa acesteia asupra reducerii preţului de cost. Aceasta s-ar fi putut realiza prin exemplificări concrete, pornindu-se de la expresia productivităţii muncii ca volumul producţiei raportat la numărul de posturi sau muncitori aflaţi în succesiunea procesului tehnologic. De aici autorii ar fi putut demonstra că creşterea productivităţii muncii se reflectă imediat asupra preţului de cost, fenomen care se evidenţiază în mod deosebit în industria minieră, unde salariile muncitorilor reprezintă elementul principal, cu ponderea cea mai mare în structura preţului de cost.

Merită să fie acordată atenţie schemelor introduse în diverse paragrafe, cum ar fi cele privind organizarea întreprinderii miniere (p. 23), alcătuirea unui proces de producţie (p. 26), organizarea încărcării cu exploziv a unei găuri de mină (p. 27), graficul locului de muncă la o carieră (p. 33) etc., precum şi faptul că autorii se ocupă în paralel de organizarea producţiei în subteran şi organizarea producţici în exploatările la zi.

La o primă citire a manualului recenzat, aprecim că acesta prezintă utilitate pentru pregătirea muncitorilor calificaţi în problemele de organizare şi planificare minieră, atît pentru cei care se formează prin învăţămîntul profesional, cît şi pentru cei care se pregătesc prin cursurile de scurtă durată. El poate fi deopotrivă util pentru muncitorii din întreprinderile miniere care s-au calificat în anii precedenţi, pentru a-şi actualiza cunoştiinţele în acest domeniu.

Este un manual scris pe înţelesul muncitorilor, conţinînd un material bine sintetizat. Practica didactică folosindu-se de acest manual va oferi posibilitatea să i se aducă propuneri de îmbunătăţiri pentru a corespunde pe deplin scopului în vederea căruia a fost elaborat.

P. Rădulescu şi I. Teich

H. PHILIPSBORN. **Calcologie (Erzkunde)** Ed. F. Enke, Stuttgart, 1964.

Calcologia (sau ştiinţa minereurilor) reprezintă o ştiinţă specializată, care s-a desprins din ampla şi complexa disciplină a zăcămintelor metalifere.

Calcologia este divizată în două capitole principale:

a. *Calcologia generală* ce cuprinde mineralogia, morfologia, fizica, geochimia, geneza, identificarea şi utilizarea minereurilor.

b. *Calcologia specială* (sau descriptivă) tratează în mod analitic şi descriptiv, toate tipurile existente de minereuri, după cum urmează:

1 — minereuri feroase (Fe, Mn, Ni, Co, Cr, V, Ti, Mo—Re, W, Nb—Ta, Zr—Hf, Tc);

2 — minereuri neferoase (Cu,—Pb—Zn, Cd, Hg, As, Sb, Bi, Ga, In);
3 — minereuri ale metalelor uşoare (Al, Mg, Be, Ca, Sr, Ba, Na, K);
4 — minereuri ale metalelor preţioase (Au, Ag, Pt);
5 — minereuri ale metalelor rare (U, Th, Ce, La).

Pentru fiecare minereu metalifer sau materie primă nemetalică, sînt tratate istoricul, caracteristicile atomice, principalele minerale şi minereuri, geneza şi geochimia elementului respectiv şi principalele zăcăminte de pe glob.

Se insistă mai mult asupra metalelor feroase, asupra metalelor pentru tehnică nucleară (U, Be, Li, Zr), pentru rachete (B, Nb—Ta, Be etc.). La fiecare metal se indică statistica mondială pe anul 1962, precum şi evoluţia producţiei minereurilor şi metalelor respective în intervalul 1900—1962.

Lucrarea prezintă un deosebit interes practic.

C. Superceanu

DOCUMENTARE

Krîlov, V. F. şi Gorbacev, D. T. **O mie tone de cărbune pe zi cu ajutorul complexului OMKU în Kusbas.** Ugol, nr. 6, 1964, p. 12—15.

Se expun rezultatele experienţelor de aplicare a susţinerii mecanizate şi a complexelor OMKU la mina Promîşlenskaia de la trustul Kemerovougol.

Stratul de cărbune are o grosime de 3,5—4,5 m, cu înclinare de 3—10°, structura stratului se caracterizează prin intercalaţii de steril de 0,05—0,15 m grosime, avînd în coperişul direct un mîl cimentat nisipos-argilos de 0,6—0,8 m, iar în coperişul principal — nisip de 40—55 m grosime; în ceea ce priveşte culcuşul, acesta este compus din mîl cimentat nisipos-argilos cu apă.

După experimentarea mai multor feluri de susţinere mecanizată: Mosbass — 3, OMKT şi OMKU, în abataje frontale cu lungime de 36—105 m la metoda de exploatare cu stîlpi direcţionali, s-a ajuns la concluzia că cele mai bune rezultate se obţin cu complexul mecanizat OMKU (tabela 1).

Tabela 1

Indicii tehnico-economici

Denumirea indicelui	OMKU (abataj 49)	OMKT (abataj 48)	Donbas (abataj 46)
Grosimea extrasă, m	3,0	3,0	2,5
Lungimea frontului de abataj, m	105	60	36
Înaintarea frontului de abataj pe zi, (24 h), m	2,16	2,33	1,70
Înaintarea frontului de abataj pe lună, m	70,4	60,6	42,6
Productivitatea muncii:			
— în abataje, t/post	26,3	22,1	7,1
— pe sector, t/post	18,0	8,65	9,2
Consumul de lemn pe 1 000 t, m³	3,0	7,7	10,0
Preţ de cost pe 1 tonă, ruble	0,968	1,544	1,820

Grinko, N. K. şi Savenko, In. F. **Influenţa schemelor tehnologice asupra productivităţii muncii.** Ugol Ucrainî, nr. 6, 1964, p. 12—15.

Pornind de la ideea că mărirea sarcinii de producţie pe abataj contribuie la concentrarea lucrărilor miniere, la realizarea indicilor tehnico-economici superiori, autorii analizează cauzele care împiedică obţinerea rezultatelor dorite.

În urma cercetărilor făcute se stabileşte că producţia unui abataj cu front lung depinde de productivitatea stratului, caracteristicile constructive ale combinei şi de puterea ei, regimul de lucru al abatajului, schema tehnologică a abatajului, pierderile de timp în diferite opriri, putîndu-se exprima prin formula:

$$D_c = p \cdot k \cdot t \; K_T \cdot K_u,$$

unde:

p este productivitatea stratului, t/m²;
k — suprafaţa frontului de extragere cu combina într-un minut, ($k = r.v$); r — lăţimea utilă a braţului, m; v — viteza medie de înaintare a combinei, m/min;
t — durata de lucru în abataj în decursul zilei (24 h), min;
K_T — coeficient de eficienţă a schemei tehnologice:

$$K_T = n \frac{t_l}{t_T}$$

n — numărul de combine aflate simultan în funcţiune;
t_l — timpul de lucru al combinelor, min;
t_T — durata tehnologică a ciclului, min;

Pe de altă parte se dă:

K_u — coeficientul lucrului util în abataj, care depinde de diferite pierderi din cauza feluritelor opriri:

$$K_u = \frac{t_T}{t_T + t_p}$$

în care t_p — perderi de timp în diferite opriri.

Analiza observaţiilor cronometrate în 225 abataje cu front lung a stabilit durata medie a proceselor de lucru şi ale operaţiilor, precum şi pierderilor de timp faţă de durata ciclului.

Pe baza acestor analize s-a procedat la clasificarea schemelor tehnologice de extragere cu combine din punctul de vedere al eficienţei lor.

Se prezintă un tabel cu 6 scheme, care conţine:
— schema tehnologică — indicîndu-se felul combinei, funcţionarea ei combinată cu felul transportorului;
— durata tehnologică a ciclului, t_T:
— coeficientul eficienţei tehnologice:

$$K_u = n \frac{t_l}{t_T}.$$

Din cele şase scheme, schema VI se consideră ca optimă, deoarece în cazul acesta se obţine cel mai mare coeficient de eficienţă (0,68). Această schemă prevede folosirea mai multor combine cu funcţionare în două sensuri („suveică"), cu organul de tăiere reglabil, combinat cu mutarea mecanică a transportorului.

În schema VI sînt eliminate pierderile de timp provocate de mutarea combinei, operaţii ajutătoare, pierderi din cauza acomodării frontului de abataj etc.

Lucrările conferinței CAER despre schimbul de experiență relativ la elaborarea și introducerea armăturilor mecanizate în abatajele de cărbuni. Ugol Ukraini, nr. 7, 1964, p. 53—55.

Se expun rezumatele referatelor prezentate de țările membre ale CAER (U.R.S.S., R.P.P., R.P.R., R.S.C., R.P.U.) cu privire la experiențele făcute cu diferite tipuri de armături mecanizate de abataje.

Referatele respective conțin date relativ la armătura folosită în condițiile țării respective și arată eficiența economică a aplicării acestor armături.

În urma aplicării armăturilor mecanizate s-au constatat următoarele realizări medii:

Țara	Creșterea productivității muncii (în medie), %	Reducerea prețului de cost, %	Termenul de recuperare a investițiilor, ani
U.R.S.S.	30	24	0,9
R.P.P.	—	250	1,5
R.P.U.	20	—	—

În consecință s-au tras următoarele concluzii:

— acționarea hidraulică prezintă elementul principal al construcțiilor de susțineri mecanizate;

— lichidul cel mai potrivit ar fi emulsia de ulei;

— eficiența economică trebuie să fie justificată de creșterea productivității cu cel puțin 100% și de reducerea prețului de cost cu 40%.

Agoșkov, M. I., Simakov, V. A., Ciudakov, V. V. și Panfilov, E. I. **Reducerea grosimii extrase — problemă principală pentru perfecționarea exploatării zăcămintelor filoniene.** Gornii Jurnal, nr. 6, 1964, p. 3—8.

Se analizează prețul de cost al metalului în concentrat după formula:

$$A = \frac{(1 + r' - K_p)\ (q_d + q_t + l_0)}{\varepsilon_0\ [(1 - K_m)\ C_b + C_n \cdot r']},$$

în care:

A — este prețul de cost al metalului din concentrat;
r' — coeficientul de adaos al rocilor înconjurătoare;
K_p — coeficientul pierderilor de minereu;
q_d, q_t, q_0 — prețul de cost al extragerii, transportului și preparării unei tone de minereu extras, ruble/t;
ε_0 — coeficientul de extracție a metalului în concentrat;
K_m — coeficientul de pierderi de metal;
C_b, C_n — conținutul de metal din rezervele de bilanț, respectiv din rezervele în afară de bilanț sau din rocile înconjurătoare, kg/t.

Se demonstrează interdependența între prețul de cost al unei tone extrase de minereu, prețul de cost al unității de metal din concentrat și lățimea abatajului la diferite exploatări.

Se arată posibilitățile de economie directă la extragerea minereului, insistînd asupra faptului că reducerea lățimii abatajului duce la mărirea cantității extrase de metal din cauza măririi coeficientului de extracție a acestuia în concentrat și creșterii productivității uzinei de preparare după produsul finit.

Se propune ca planificarea activității exploatărilor de minereu să se facă după metal (și nu după minereul extras), ținînd cont de lățimea extrasă realizată în abataje.

Se prezintă tabela coeficienților de corecție a indicilor planificați pentru indicii de preț de cost, de productivitate a muncii și consumul de exploziv potrivit diferitelor lățimi ale abatajului.

Măsurile propuse vor trebui să mărească eficiența exploatării zăcămintelor filoniene, mărind economiile de exploatare, iar extracția de metal, pentru aceleași condiții de zăcămînt, va crește cu cel puțin 20%.

Surin, V. V., Orlov, V. S. și Sceleanov, V. A. **Mărirea eficienței economice a lucrărilor subterane de la mina „Jujnaia".** Gornii Jurnal, nr. 6, 1964, p. 22—25.

Se expun realizări tehnice și economice — mărirea productivității muncii cu 70% și reducerea prețului de cost cu 34% în intervalul 1958—1963 de la mina „Jujnaia" a exploatării Goroblagodatnaia.

Zăcămîntul de magnetită stratiform de grosime de la 5 pînă la 30 m și cu înclinare de 26—45° se exploatează cu abataje camere și cu o variantă a metodei de abataj cu prăbușire forțată în subetaj și în etaj.

Îmbunătățirea indicilor tehnico-economici a fost obținută prin perfecționarea metodelor de exploatare, folosirea tehnicii înaintate de perforare, încărcare și transport, utilizînd vagonete de capacitate mare (5 m³) și locomotive electrice cu troleu de tipul 10 KR—IM.

Se remarcă deservirea de către o brigadă a mai multor foreze atingînd 12,1 m/post (pentru $f = 8—10$ după Protodiakonov), concentrarea lucrărilor de foraj într-un sector redus cu găuri de 30—35 m după schema de forare în evantai, încărcarea mecanizată a găurilor (încărcătorul perfecționat VJR, folosind tuburi de polietilen de 65 mm diametru).

Transportul cu screper tip 2 LSE—55, cu ajutorul căruia s-au realizat pînă la 506 t/schimb, deși are încă rezerve suficiente pentru mărirea productivității muncii, se va înlocui cu un transportor cu lanț KDȚ—1.

S-au obținut:

— producția lunară a unui bloc, 20—30 mii t;
— productivitatea la foreze, 142—173 t/post;
— productivitatea în abataj, 50—72 t/post;
— productivitatea muncitorului pe bloc, 42—56 t/post.

Dorginkevici, I. B. și Seremet, E. I. **Secțiuni noi pentru galeriile de transport de la minele de minereuri.** Șahtnoie stroitelstvo, nr. 7, 1964, p. 12—13.

Articolul conține material documentar despre elaborarea de către Ghiprotvetmet Krivbasproiekt a secțiunilor unificate de galeriile de transport pentru minele de minereuri feroase și neferoase. Se recomandă să se folosească pentru scopul arătat susținerea: torcret-beton, ancore prefabricate din beton armat și beton monolit, întrucît această susținere permite aplicarea mecanizării maxime a procesului de executare a susținerii.

Noile secțiuni sînt mai economice cu circa 6—11%.

Djandjgava, I. D. și Maharadze, M. N. **Introducerea armăturilor prefabricate din beton armat de construcție nouă.** Șahtnoie stroitelstvo, nr. 8, 1964, p. 27.

Autorii expun experiența înlocuirii susținerii din beton monolit cu susținerea de tip circular din 6 segmenți articulați prefabricați din beton armat aplicată la o transversală săpată la o mină de cărbune la adîncime de 450 m în roci slabe, cu tendință spre umflare.

Se arată că noul tip de susținere din segmenți folosit pe o lungime de 1 600 m a dat rezultate satisfăcătoare.

Armătura rezistă foarte bine la compresiune și la încovoiere, iar costul susținerii transversale a fost mai ieftin cu 60 ruble pe metru față de armătura din beton monolit.

Prowse, H. D. **Diamante în minerit şi exploatări în cariere.** Mine and Quarry Engineering, August, 1964.

După o expunere succintă a utilizării actuale a diamantelor în diverse ramuri industriale, se indică principalele ţări producătoare, precum şi proprietăţile diamantelor industrial valorificabile.

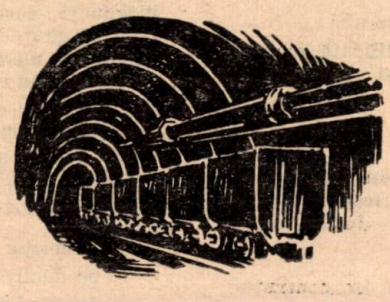
Ca principală ramură de utilizare în minierit, se profilează forajul de explorare cu coroane cu diamante. Se descriu coroanele cu diamante, arătîndu-se că eficacitatea lor depinde de combinaţia cea mai adecvată dintre mărimea şi forma diamantelor, densitatea particulelor de diamante, duritatea matriţei şi forma constructivă a coroanei. Se indică tipurile de coroane pentru formaţiuni moi şi dure, precum şi coroanele moderne, în trepte, utilizate în forajul cu carotiera introductibilă cu cablu. Se menţionează importanţa alegerii carotierelor pentru forajul cu diamante, cu trecerea în revistă a carotierelor moderne: simple, duble (cu tub interior rigid sau montat pe rulmenţi), triple (cu tub interior din polietilenă), duble (cu tub interior din părţi) etc.

În industria carierelor de piatră utilizarea diamantelor a însemnat, de asemenea, un progres important. Astfel, prin introducerea ferestraielor circulare cu tăiş alcătuit din segmenţi cu matriţe impregnate cu diamante, vitezele de tăiere, chiar şi în roci foarte dure, devin de 10 ori mai mari. Rezultate şi mai favorabile s-au obţinut cu ferestraie cu cadre, cu cuţit percutant (70—190 percuţii/min), cu tăiş cu matriţe cu diamante care au permis o creştere a producţiei pînă la 500 %.

Primele instalaţii britanice de foraj cu presiune ridicată pe talpă. Mining Journal, Vol. 263, nr. 6 736, septembrie 1964.

Primele instalaţii universale de foraj cu presiuni ridicate pe talpă vor fi produse în Anglia de către firma Holman Bros, Ltd, care asigură realizarea cu aceste instalaţii a unor viteze superioare de foraj. Instalaţiile noi însumează toate caracteristicele instalaţiilor standard cu deosebirea că sînt acţionate cu aer comprimat, la o presiune de 10,5 at faţă de presiunea de 5,6 at a instalaţiilor mai vechi, imprimîndu-se astfel viteze de foraj aproape duble. O singură instalaţie de înaltă presiune poate realiza programul a două instalaţii obişnuite.

Instalaţiile de foraj de înaltă presiune se fabrică în două variante: „Universal Vole HP" montat pe roţi, şi tipul „Voltrac HP" montat pe şenile. Aerul comprimat se obţine de la un compresor Holman Rotair R.O. 37 CP. Diametrele sculelor de foraj variază între 82,5 mm (3 · 1/4 in.) şi 101,5 mm (4 in.). Rotaţia garniturii se realizează printr-un al doilea motor pneumatic, montat pe platforma instalaţiei.



„REVISTA MINELOR", organ al Ministerului Minelor şi Energiei Electrice şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. (CNIT). Redacţia: Bucureşti, Strada Sfîntul Ion Nou nr. 33, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon 21.26.03. Administraţia: "IPROMIN" Bucureşti, Calea Victoriei nr. 109, Raionul 30 Decembrie. Telefon 13.26.45. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: „IPROMIN" — Publicaţiile Tehnice M.M.E.E.. cont 04002014 B. I. Filiala Bucureşti. Tarif pentru întreprinderi lei 100 anual. Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri lei 30 anual. Preţul unui exemplar lei 5.
Tiparul: Întreprinderea „INFORMAŢIA", Bucureşti — c. 256.

Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P.Tc. nr. 560/11967/1932

43 413

Recomandări privind întocmirea articolelor tehnico-ştiinţifice

1. FONDUL ARTICOLELOR

1.1. Lucrări ce pot fi prezentate spre publicare:

1.1.1. de importanţă generală (principii noi, dispoziţii noi, rezultate experimentale originale, studii teoretice inedite ale unor fenomene fizice şi procese tehnice cu caracter general);

1.1.2. tehnico-ştiinţifice speciale, teoretice sau experimentale, avînd contribuţii originale, dar referindu-se la un domeniu de specialitate restrîns (extinderea valabilităţii unor dispoziţii, aplicarea unor teorii sau metode cunoscute la o problemă nouă, rezultate experimentale inedite sau de control);

1.1.3. tehnice obişnuite (expunerea studiului unor probleme tehnico-ştiinţifice, discuţii şi critici ale unor rezultate cunoscute etc.)

1.2. Legătura cu practica muncii de cercetare, proiectare, învăţămînt, producţie este condiţia esenţială pe care trebuie să o îndeplinească tema tratată. Lucrările de sinteză sau de discuţie trebuie să se refere la probleme noi şi actuale, de interes general. Articolele interesînd industria vor cuprinde consideraţii privind eficienţa economică a soluţiilor. Se recomandă ca articolele să cuprindă propuneri de viitor.

1.3. Verificarea experimentală se impune ca necesitate de prim ordin la lucrările care se pretează la asemenea verificări.

1.4. Lucrările care au mai fost publicate integral sau parţial nu pot fi trimise redacţiei spre publicare.

2. FORMA ARTICOLELOR

2.1. Organizarea lucrării:

2.1.1. Titlul va prezenta în minimum de cuvinte obiectul lucrării.

2.1.2. Numele autorului va fi precedat de prenume.

2.1.3. Un scurt rezumat fixînd premisele de la care s-a pornit, problema studiată şi cadrul în care este tratată, nedepăşind 6—8 rînduri, se va anexa lucrării.

2.1.4. Împărţirea pe capitole se va face cu cîteva subtitluri potrivit alese, în număr strict necesar pentru o expunere clară a ideilor şi înlesnirea orientării.

2.1.5. Textul. În introducere se încadrează problema în preocupările generale ale disciplinei şi în preocupările producţiei; de asemenea se arată scopul lucrării, subliniindu-se expres contribuţia autorului. Tratarea va trebui să fie unitară, permiţînd inteligibilitatea fără dificultăţi a problemelor. Se vor evita introduceri sau demonstraţii voluminoase, de asemenea se va evita repetarea în text a ceea ce poate fi găsit în literatura publicată sau poate fi redat intuitiv prin materialul grafic ilustrativ, tabele etc.

2.1.6. Concluziile vor concentra rezultatele obţinute, cu indicarea limitei de valabilitate şi aplicaţiile posibile.

2.1.7. Anexele pot cuprinde demonstraţii originale sau absolut necesare înţelegerii formulelor din text; de asemenea în anexe se pot da exemple de calcul în cazul articolelor care necesită asemenea exemple.

2.1.8. Citarea literaturii de specialitate. Afirmaţiile luate din alte lucrări şi care nu sînt în general cunoscute vor fi referite la lista bibliografică de la sfîrşitul lucrării. Referirea se face indicîndu-se poziţia lucrării în lista bibliografică, în paranteze drepte.

2.2. Prezentarea lucrării:

2.2.1. Nivelul articolelor va fi înalt.

2.2.2. Stilul. Redactarea va fi clară şi concisă. Ortografia va fi în concordanţă cu regulile Academiei R.P.R. Nu se admit prescurtări, cu excepţia celor unanim recunoscute.

2.2.3. Dezvoltările matematice vor fi limitate la cele absolut necesare înţelegerii raţionamentului matematic. Sînt suficiente, în general, punerea în ecuaţie şi indicarea rezultatelor. Pentru demonstraţii se vor alcătui anexe (v. pct. 2.1.7.).

2.2.4. Tabelele se vor folosi în cazul cînd date numerice importante nu pot fi reprezentate grafic satisfăcător. Nu se admite folosirea concomitentă a datelor numerice sub formă de tabelă şi diagramă. Tabelele vor fi referite în text şi se va indica sursa lor.

2.2.5. Materialul grafic ilustrativ (figuri, fotografii) va permite reprezentarea clară şi intuitivă a unor idei, puncte de vedere. Ele trebuie să completeze expunerea din text şi vor fi referite cu grijă în text, indicîndu-se sursa lor.

2.2.6. Sistematizarea şi numerotarea capitolelor se vor face cu grijă, evitîndu-se excesele. Se recomandă utilizarea sistemului zecimal.

2.3. Forma exterioară a lucrării:

2.3.1. Terminologie, mărimi şi unităţi. Se recomandă a fi conforme cu normele internaţionale şi STAS în vigoare.

2.3.2. Scrierea formulelor. Se recomandă o atenţie deosebită scrierii formulelor conform STAS. Indicii şi exponenţii se vor scrie mai mici decît baza şi aşezaţi mai jos sau mai sus decît baza. Se vor scrie, de asemenea, cu grijă literele majuscule, minuscule sau cele ruseşti, romane, greceşti, gotice etc. Numerotarea formulelor se va face în paranteze rotunde, în dreapta.

2.3.3. Figurile trebuie executate unitar şi raţional. Ele vor fi numerotate în continuare. Fotografiile vor fi pe hîrtie strălucitor alb-negru. Explicaţia figurilor se va face pe o pagină separată.

2.3.4. Notele din text se numerotează în continuare.

2.3.5. Citarea literaturii în text se face prin simpla indicare a poziţiei lucrării în cadrul listei bibliografice, în paranteze drepte, fără alte menţiuni.

2.3.6. Lista bibliografică se va întocmi cuprinzînd lucrările la care se referă textul (cît şi figuri sau tabele), speciale cît şi cele generale. Se vor indica toate datele în transcripţii originale. Pentru cărţi: numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet (eventual şi tradus, în paranteze), ediţia, editorul, locul editurii, anul. Pentru articole: numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet original (eventual şi tradus, în paranteze), revista, tomul, anul, numărul, pagina.

2.3.7. Scrisul la maşină al articolelor este recomandat cu insistenţă, exceptîndu-se lucrările scrise caligrafic. Se scrie pe o singură faţă, la două rînduri (2 000 semne pe pagină). În partea stîngă a foii se lasă o margine de 5 cm

2.3.8. Paginaţia se face în continuare. Se recomandă un volum de 10—12 pagini pentru articole.

2.3.9. Expedierea. Lucrările (în dublu exemplar) vor fi prinse cu agrafe. Manuscrisul se expediază cu paginile întinse format A 4 şi cu plicul conţinînd materialul grafic ilustrativ anexat.

3. RELAŢII CU REDACŢIA

3.1. Nu se admite trimiterea concomitentă a textului la alte publicaţii.

3.2. Articolele se trimit cu o notă însoţitoare pe adresa redacţiei. În notă se vor indica: titluri academice, funcţiuni, localitatea şi adresa, nr. de telefon.

3.3. Lucrările executate în cadrul diverselor instituţii sau organizaţii vor purta aprobarea acestora de publicare.

3.4. Corecturile se vor face după normele tipografice în vigoare.

3.5. Corecturile trimise autorilor vor fi înapoiate în maximum 48 de ore de la primire. Nu se admit modificări esenţiale faţă de manuscris. Modificările importante ale manuscrisului cad în sarcina autorului.

Abonaţi-vă

PENTRU ANUL

1965

la revistele tehnice:

REVISTA MINELOR

ENERGETICA

EDITATE DE MINISTERUL MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ÎN COLABORARE CU CONSILIUL NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R.P.R.

Abonamentele se primesc pe adresa IPROMIN, Calea Victoriei nr. 109
Raionul 30 Decembrie, Bucureşti, telefon 13.26.45
Contul de virament nr. 040.020.14 — B.I. Filiala Bucureşti

COSTUL UNUI ABONAMENT ESTE: — PENTRU INSTITUŢII 100 LEI ANUAL
— PENTRU SALARIAŢI 30 LEI ANUAL

I. P. I., c. 256

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 3 MARTIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Мариан И., Илиаш Н. и Мариан К. *Об установлении оптимального режима работы машин для выемки угля (врубовые машины, комбайны, угольные струги) на шахтах бассейна Валя Жиулуй.*

На основе проведенных исследований, авторы анализируют работу различных машин для выемки угля на шахтах бассейна Валя Жиулуй и выявляют необходимость установления оптимальных параметров их действия, исходя из результатов исследований.

Урдя И. *О способах определения оптимальной плотности геолого-разведочных работ.*

Рассматриваются методы расчета плотности разведочной сети и делаются выводы о их значении и области применения.

Фодор Д. *Положение вопроса термического бурения*

Дается краткий обзор вопроса термического бурения, описываются различные способы этого бурения, его развитие и достигнутые результаты, указывается что наилучшим вариантом термического бурения является вариант термобура с горелкой и соплом, описывается теоретический принцип его действия, область применения и полученные результаты сравнительно с другими известными способами бурения.

Косарева Татьяна и Катанэ Н. *К вопросу о генезисе месторождения железных руд Луэта.*

На основании наблюдений проведенных при разведочных работах и лабораторных исследований, приводятся соображения о происхождении железных руд месторождения Луэта по сравнению с некоторыми месторождениями СССР и Японии.

Шербэнеску И. *Новые горногеологические данные о месторождении антрацита Скела.*

В работе приводятся данные о результатах исследований проведенных в угольном бассейне Скела, которые подтвердили предположение о существовании двух продуктивных горизонтов, имеющих каждый по пласту угля. Высказывается мнение о распространении месторождения и о возможностях его разработки обеспечивающей существенный прирост добычи.

Панаит Д. *Экономический эффект уменьшения диаметра шпуров.*

На основании опубликованных опытных данных, автор рассматривает экономический эффект получаемый в результате уменьшением диаметра шпуров.

Симионеску А. и Теодореску К. *Зависимость производительности труда от глубины шпуров и удельного времени бурения при проходке горизонтальных горных выработок.*

Рассматриваются затраты основного и вспомогательного времени при бурении шпуров в целях установления зависимости производительности труда от главных факторов влияния. В результате выводится формула для определения оптимальной глубины шпура при проходке горизонтальных горных выработок.

Гурэу А. *Некоторые вопросы в связи с организацией и задачами геологического фонда.*

ЗАМЕТКИ

Жоржеску Д., Быра и Вайс К. *Новый прибор для взятия проб водоносных песков без нарушения их структуры.*

Рошка В. и Янэш М. *Применение теории средних значений „α" для интерпретации некоторых геоэлектрических профилей полученных при геофизических работах в Бая Маре*

Герасие И. *Количественный анализ гидратных руд посредством термического обезвоживания.*

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Marian, I. Iliaş, N. und Marian, C.: *Einiges über die Bestimmung optimaler Arbeitsbedingungen für die Kohlengewinnungsmaschinen (Schrämmaschinen, Kombinen, Kohlenpflüge) im Jiutale.*

Auf Grund von Versuchsergebnissen werden seitens der Verfasser die Bedingungen untersucht unter welchen die verschiedenen Gewinnungsmaschinen in den Jiutaler Kohlengruben arbeiten. In der Schlussfolgerung wird die Festsetzung der aus den Versuchen sich ergebenden optimalen Betriebsparameter als notwendig vorgeschlagen.

Urdea, I.: *Betrachtungen bezüglich der bei der Lagerstättenerkundung anzuwendenden Verfahren, zwecks Bestimmung der optimalen Netzdichte der Schürfarbeiten.*

Im Aufsatz werden die gegenwärtig bekannten und zur Bestimmung der für die Lagerstättenerkundung erforderlichen Netzdichte der Schürfarbeiten angewandten Rechenmethoden untersucht und Schlussfolgerungen bezüglich deren Opportunität und Anwendungsgebiet gezogen.

Fodor, D.: *Gegenwärtiger Stand der thermischen Bohrung.*

Nach einer kurzen geschichtlichen Übersicht werden die Verfahren und die Entwicklung der thermischen Bohrung, sowie deren bisherige Ergebnisse angeführt. Das vorteilhafteste thermische Bohrverfahren bedient sich eines mittels Düse geleiteten Flammenstrahls, dessen theoretisches Prinzip, Ausrüstung und Anwendungsgebiet, sowie die damit erzielten Resultate, im Vergleich mit den übrigen bekannten Bohrverfahren beschrieben werden.

Kosareva Tatiana und Catană, N.: *Einige Betrachtungen bezüglich der Entstehung der Eisenerzlagerstätte von Lueta.*

Auf Grund von bei Schürfarbeiten und Laborversuchen angestellten Beobachtungen werden Betrachtungen über die Entstehung der Luetaer Eisenerzvorkommen angestellt und Vergleiche mit japanischen und sowjetischen Lagerstätten gezogen.

Şerbănescu, I.: *Neue geologisch-bergmännische Daten über die Antrazitlagerstätte von Schela.*

Im Aufsatz werden die Ergebnisse der im Schela-Kohlenbecken angestellten Versuche mitgeteilt, welche die Hypothese des Vorhandenseins zweier produktiver Horizonte, mit je einem Kohlenflöz bestätigen. Die Ausdehnung der Lagerstätte und die Möglichkeit deren Ausbeutung werden abgeschätz und als deren Ergebnis eine beträchtliche Erhöhung der Kohlenförderung vorgesehen.

Panait, D.: *Die wirtschaftlichen Auswirkungen der Verminderung des Sprenglochdurchmessers.*

Auf Grund von Versuchsergebnissen befasst sich der Verfasser mit den wirtschaftlichen Auswirkungen der Verminderung des Sprenglochdurchmessers.

Simionescu, A. und Teodorescu, C.: *Die Abhängigkeit der Arbeitsleistung von der Bohrlochlänge und der spezifische Zeitaufwand bei der Bohrarbeit in sohligen Grubenbauten.*

Es wird der gegenwärtige Zeitaufwand für die reine und zusätzliche Bohrarbeit untersucht und die Abhängigkeit der Arbeitsleistung von den die Bohrarbeit beeinflussenden hauptsächlichen Faktoren untersucht, auf Grund deren sodann eine Formel zwecks Bestimmung der optimalen Bohrlochlängen bei söhligen Grubenbauten aufgestellt wird.

Gurău, A.: *Einige Probleme betreffend die Organisierung und Obliegenheiten des Evidenzbüros für Mineralvorräte der Lagerstätten.*

NOTIZEN

Georgescu, D., Bîra I. F. and Vais, C.: *Ein neues Gerät für ungestörte Problenahmen bei Goldseifen.*

Roşca, V. und Ianăş, M.: *Die Anwendung der Theorie der α — Funktion bei der Auswertung einiger geoelektrischer Schnitte in den geophysischen Schürffeldern des Gebietes von Baia Mare.*

Gherasie, I.: *Quantitative Analyse der hydratierten Erze mittels des Verfahrens der thermischen Entwässerung.*

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Marian, I., Iliaş, N. et Marian, C. *Sur l'établissement des régimes optima de fonctionnement des différents machines servant à l'abatage (haveuses, haveuses-chargeuses, rabots) dans le bassin charbonnier de Valea Jiului.*

Les auteurs analysent le mode de fonctionnement des diférentes machines servant à l'abatage du charbon dans les mines de Valea Jiului, soulignant la nécessité d'établir les paramètres optima de fonctionnement en vertu des résultats acquis par la recherche.

Urdea, I. *Considérations concernant les méthodes pour déterminer la densité optimale des travaux dans la recherche géologique.*

Sont analysées les méthodes de calcul connues à l'heure actuelle pour détermination de la densité réticulaire des travaux de recherche géologique et sont présentées les conclusions quant à leur opportunité et à leur domaine d'application.

Fodor, D. *L'état actuel du forage thermique.*

Dans cet article on fait un bréf exposé historique du forage thermique, on donne la déscription de ce procédé, son développement et les résultats acquis, en démontrant que le forage thermique le plus avantageux est celui avec pointeau à jet de flammes, dont on donne le principe théorique, l'outillage réalisée jusqu'à présent, le domaine d'application ainsi que les résultats pratiques comparativement aux procédés de forage usuels.

Kosareva Tatiana et Catană, N. *Quelques considérations concernant la genèse du minerai de fer de Lueta.*

Partant des observations faites pendants la recherche géologique et se basant sur des travaux de laboratoire, on émet des considérations sur la genèse du minerai de fer de Lueta, en le comparant avec des gisements analogues du Japon et de l'U.R.S.S.

Şerbănescu, I. *Nouvelles données géologiques et minières sur le gisement d'anthracite de Schela.*

Dans cet article on présente les donées acquises par la recherche dans le bassin charbonnier de Schela, les quelles ont confirmé l'hypothèse de l'existence de deux couches productives de charbon. On fait des appréciations quant à d'extension du gisement et aux possibilités de mise en valeur les réserves d'anthracite, devrant conduire à une augmentation substantielle de la production.

Panait, D. *Les effets économiques de la réduction du diamètre des trous de mine.*

Se basant sur les données expérimentales indiquées dans les travaux de spécialité, l'auteur met en évidence l'aspect économique de la réduction du diamètre des trous de mine.

Simionescu, A. et Teodorescu, C. *Dépendance de la productivité du travail en rapport avec la longeur des trous de mine et les temps spécifiques, dans le procéssus de la perforation des travaux miniers horizontaux.*

On analyse les temps fondamentaux et les temps auxiliaires consommés dans le procéssus de la perforation, poursuivant la dépendance de la productivité du travail, des principaux éléments qui influençent le forage des trous de mine. A la suite de cette analyse on a pu établir une formule qui donne la longeur optimale des trous de mine dans les travaux miniers horizontaux.

Gurău, A. *Certains problèmes concernant l'organisation et les charges du fonds géologique.*

NOTES

Georgescu, D., Bîra, I. et Vais, C. *Un nouvel appareil pour le prélèvement non dérangé des échantillons dans les sables aquifères.*

Roşca, V. et Ianăş, M. *L'application de la théorie des milieux α à l'interprétation de certaines sections géoélectriques dans les périmètres de la région de Baia Mare.*

Gherasie, I. *L'analyse quantitative des minerais hydratés par la méthode de déshydratation thermique.*

COMPTE — RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Marian, I., Iliaş, N. and Marian, C. *About the fixing of best working conditions for coal cutting machines (coal cutters, combines, coal ploughs) in the Jiu Valley.*

On the base of various researches, the authors analyse the working conditions of different coal cutting machines in the Jiu Valley mines, pointing out, the necessity to establish, based on research results, the most favourable working parameters.

Urdea, I. *Considerations concerning the methods to obtain the optimum density of geological exploration works.*

The actual calculation methods for the density of the exploration networks are analysed and conclusions inferred concerning their opportunity and their sphere of application.

Fodor, D. *The actual stage of thermic drilling.*

In the article a short history of the drilling is set forth, as well as the methods, development and results obtained by thermic drilling. As the most advantageous of the present methods, the drilling with a nozzle and flame jet is described; also its theoretical principles, the actual drilling equipment, the domain of application and the results obtained in comparison with other well known drilling systems.

Kosareva Tatiana and Catană N. *Some considerations concerning the genesis of the iron ore of Lueta.*

Based on exploration works and on laboratory researches, the genesis of the iron ore of Lueta is examined in comparison with the other deposits of Japan and the U.S.S.R.

Şerbănescu, I. *New geological and mining data concerning the anthracite deposits of Schela.*

In the article, results of the researches carried out in the coal basis of Schela are presented, confirming the hypothesis of the existence of two separate productive levels, containing each, one coal layer. Estimations are made concerning the extension of the deposit and the possibilities of exploiting the reserves, assuring thus, a substantial increase of the production.

Panait, D. *Economical consequences of reducing the diameter of mine holes.*

On the base of experimental data, presented in the publications of speciality, the author shows the economical aspects bound to the reducing of the diameter of mine holes.

Simionescu, A. and Teodorescu, C. *The dependence of productivity of work on the length of the drilled hole and the specific time necessary in the drilling process, in horizontal mining works.*

The basic, as well as the auxiliary time necessary during the drilling process, are analysed, following the dependence of the productivity of work, upon the principal elements influencing the drilling process. The authors succeed to establish the formula stating the optimum length of the hole, in the drilling process of horizontal mining works.

Gurău, A. *Problems concerning organization and duties of the Office for Evidence of Geological Reserves.*

NOTES

Georgescu, D., Bîra, I. and Vais, C. *A new tester for collecting non-disturbed cores from water-bearing sands.*

Roşca, V. and Ianăş, M. *The utilization of the theory of the „α" functions in the interpretation of some geoelectrical sections, in the geophysical perimeters of the Baia Mare region.*

Gherasie, I. *The quantitative analysis of hydrated ores through the method of thermical dehydration.*

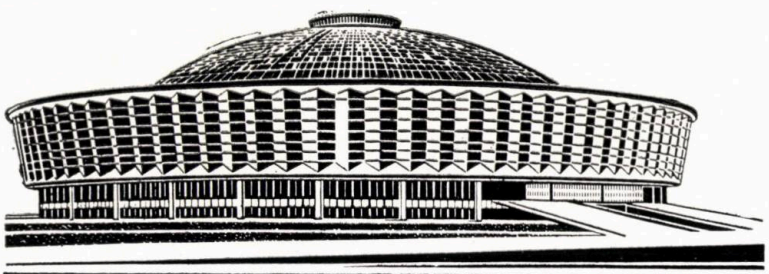
REVIEWS

DOCUMENTATION

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1983

EXPOZIȚIA TEHNICA A REPUBLICII FEDERALE GERMANE

BUCUREȘTI 18-30 MAI 1965

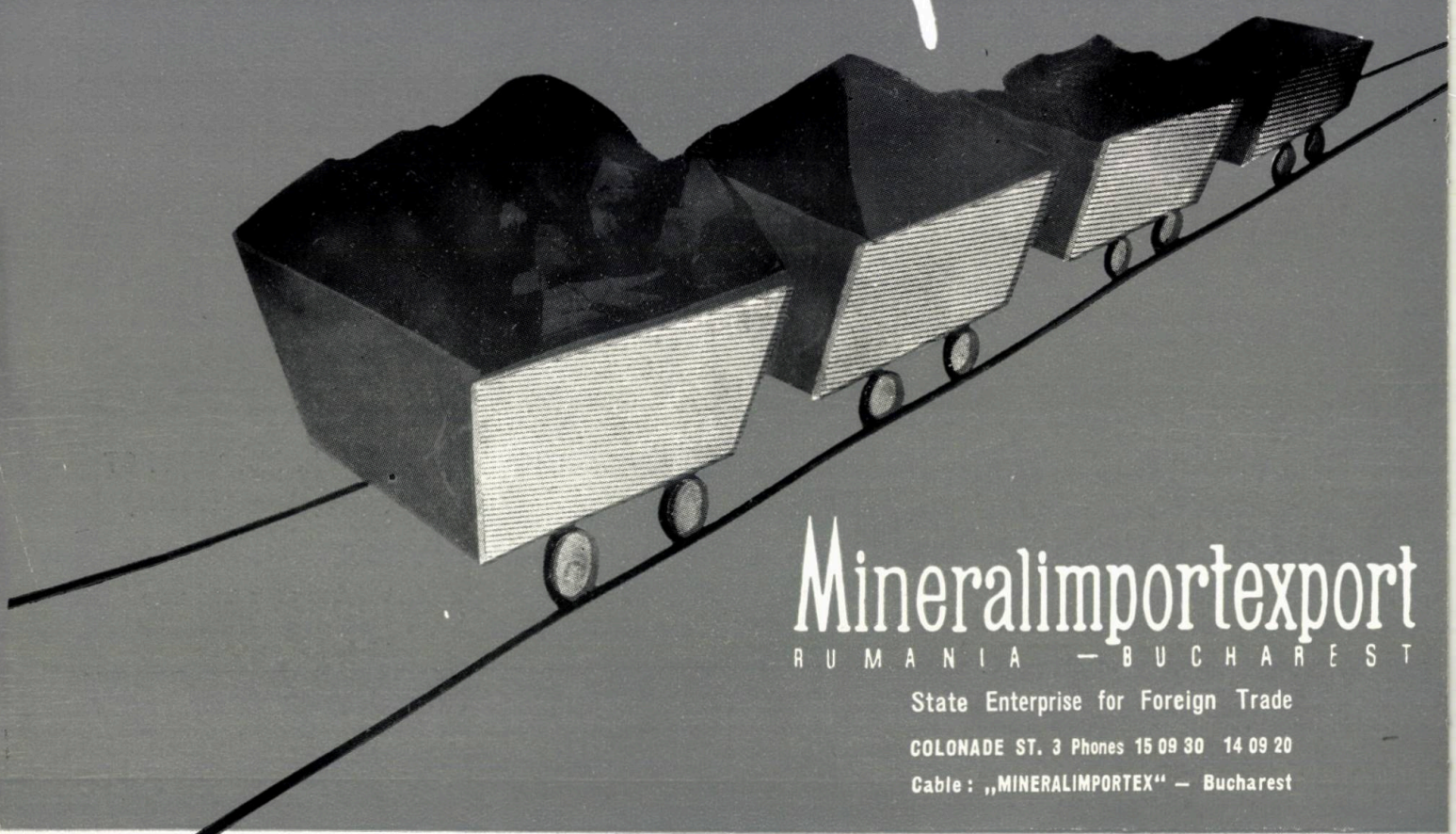


BDUL. MĂRĂȘTI 67
(PIAȚA SCÎNTEII)

Vizitarea zilnic între orele
10-14 pentru specialişti şi
14-19 pentru public

Salt
Manganese ore
Feldspar
Kaolin
Chalk
Pyrites
Bentonite
Bentovin
Natural Bitumen
Diatomite
Talc
Trass
Dolomite
Quartz
Mica

MINING PRODUCTS OF A SUPERIOR QUALITY OFFERS



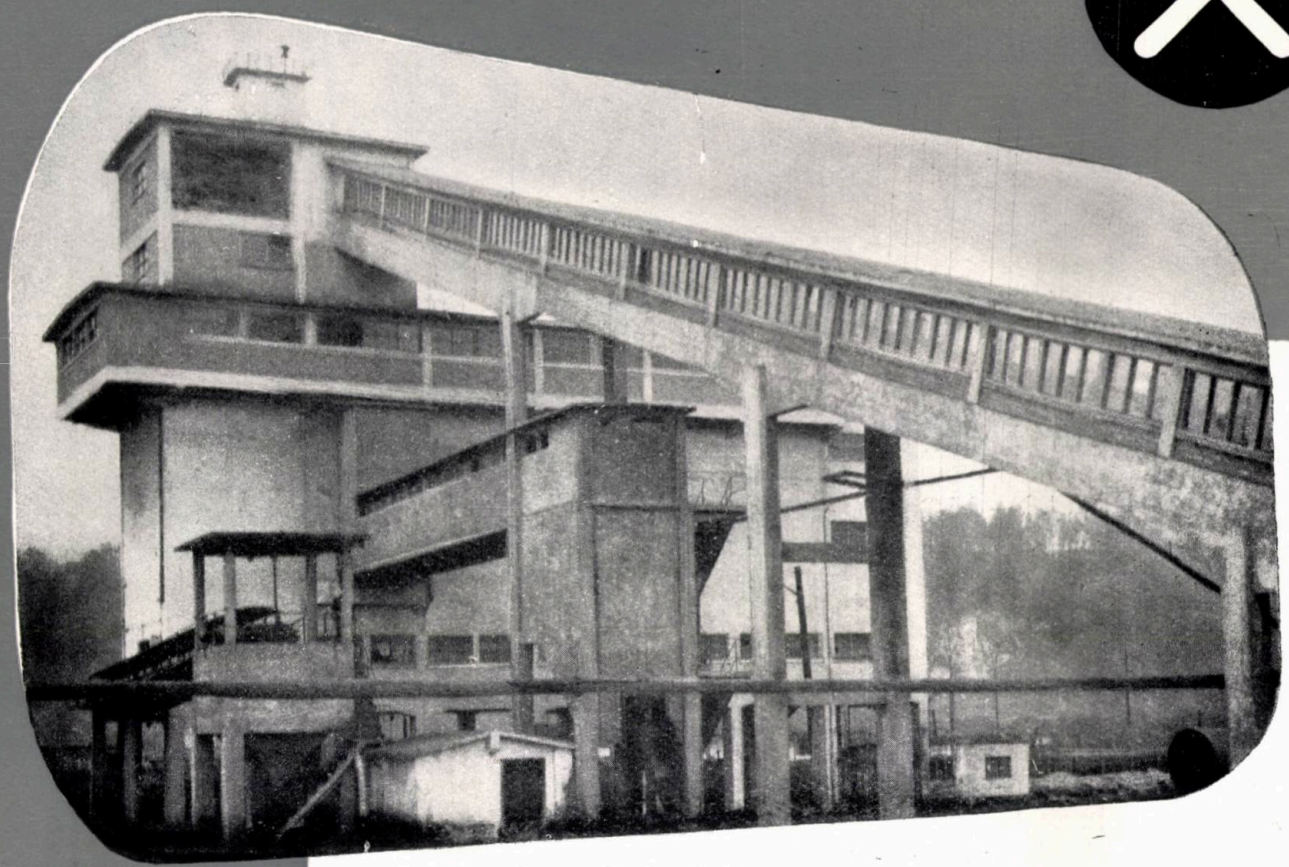
Mineralimportexport

RUMANIA — BUCHAREST

State Enterprise for Foreign Trade

COLONADE ST. 3 Phones 15 09 30 14 09 20

Cable : „MINERALIMPORTEX" — Bucharest



Întreprinderea minieră Comănești

Produce și livrează pe bază de repartiții cărbune brun în următoarele sorturi :

— mărunt	0 — 16 mm	STAS	1047 — 56
— ocnă	0 — 300 mm	STAS	1047 — 56
— ciuruit	16 — 300 mm	STAS	1047 — 56

Comenzile se primesc la sediul întreprinderii Comănești, Raionul Moinești, Regiunea Bacău

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ TEBEA

COMUNA BAIA DE CRIŞ

RAION BRAD — REG. HUNEDOARA

PRODUCE
CĂRBUNE BRUN
STAS 5067—61

TRUSTUL MINIER OLTENIA

SUSȚINERE METALICĂ ÎNTR-UN ABATAJ FRONTAL.

TCMM

TRUSTUL DE CONSTRUCȚII-MONTAJ MINEREURI

Execută pentru unitățile sale:

- instalații de preparare a minereurilor
- instalații de extracție
- drumuri, căi ferate industriale, poduri
- alimentări cu apă și canalizări
- diverse construcții civile și industriale pentru industria minieră

Trustul minier
ARGEȘ
Câmpulung

produce:

- **LA SCHITU GOLEȘTI**
  - **— lignit**
- **LA E. M. OCNELE MARI**
  - **— sare în soluție**
  - **— calcar**
- **LA E. M. BREZOI**
  - **— mică**

PUȚUL DE EXTRACȚIE Nr. 1
MINA PESCĂREASA

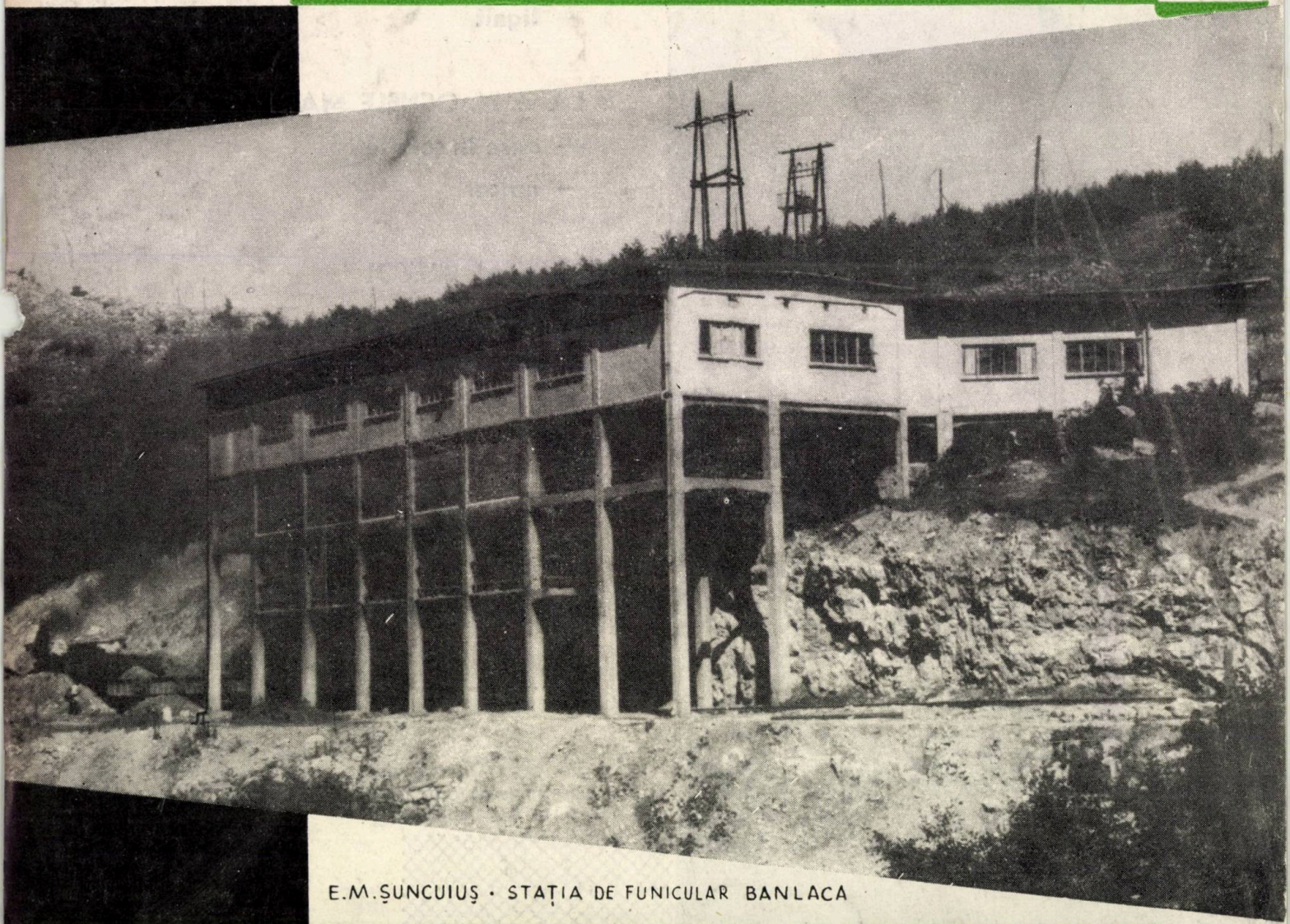
1965 JUN 28

TRUSTUL MINIER „ARDEALUL"

ORADEA, STR. VASILE ALECSANDRI NR. 2

PRODUCE:

LIGNIT
CĂRBUNE BRUN
ARGILĂ REFRACTARĂ
BAUXITĂ
BITUM NATURAL
ULEIURI POLARE



E.M. ȘUNCUIUȘ · STAȚIA DE FUNICULAR BANLACA

I. P. I. — c. 256

E1433

REVISTA MINELOR

4

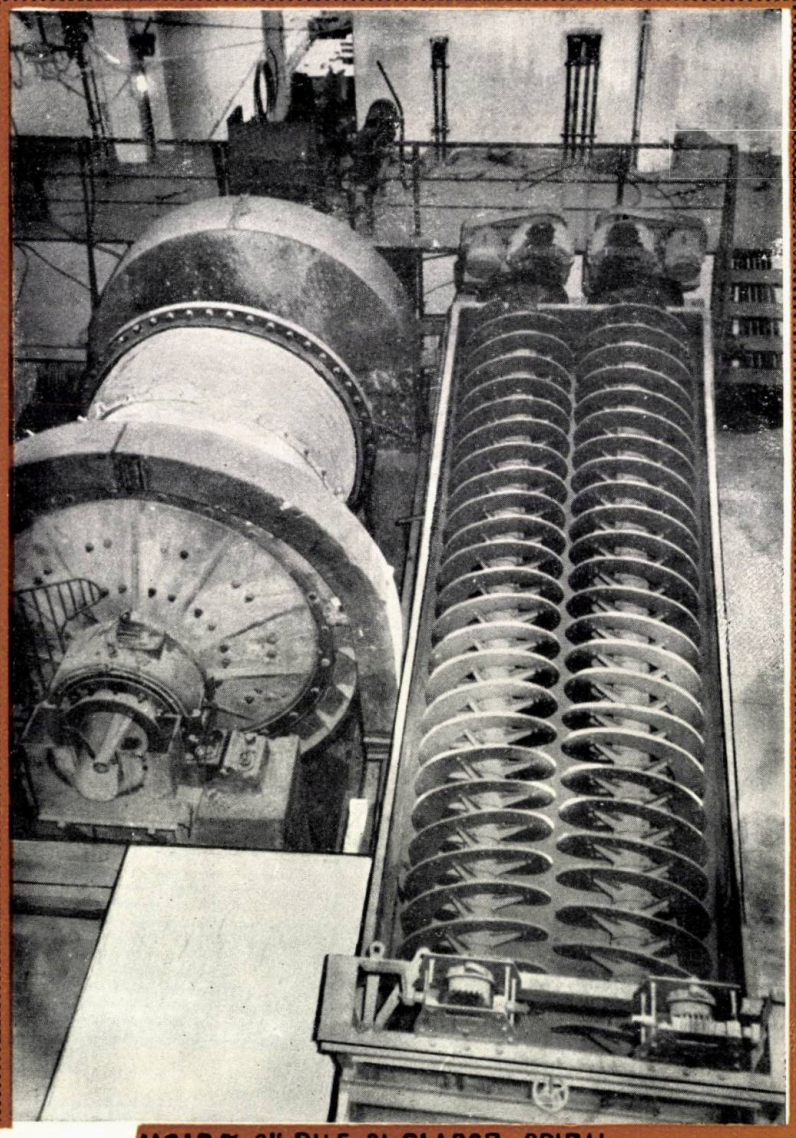
APRILIE

1965

BUCUREŞTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 137 — 176

Trustul minier Baia Mare



MOARĂ CU BILE ŞI CLASOR SPIRAL

FLOTAŢIA CENTRALĂ

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1863

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R

ANUL 16 Nr. 4 APRILIE

CUPRINS

Brădeanu, N. **Consideraţii economice asupra alegerii agregatelor din staţiile de compresoare şi a presiunilor de recomprimare.** 137—141

Coţop, V. şi Faur Paraschiva. **Îmbunătăţiri aduse metodelor de exploatare la stocurile aurifere de la Baia de Arieş.** 142—147

Ţepeluş, P. **Metodă generală de calcul a valorii maşinilor de extracţie minieră (I).** 147—155

David, B. **Metode moderne de analiză a materiei prime minerale — analiza spectrală de emisie.** 155—160

NOTE

Popescu, Al. **Verificarea pe cale fotoelastică a tensiunilor care apar în susţinerea unui puţ de mină.** 161—163

INFORMAŢII

Realizări şi tendinţe în ramura extractivă a industriei energetice nucleare (I). 163—166

DIN ISTORIA MINERITULUI ROMÎNESC

Tătaru, S. **Aurul Daciei.** 167—170

DOCUMENTARE

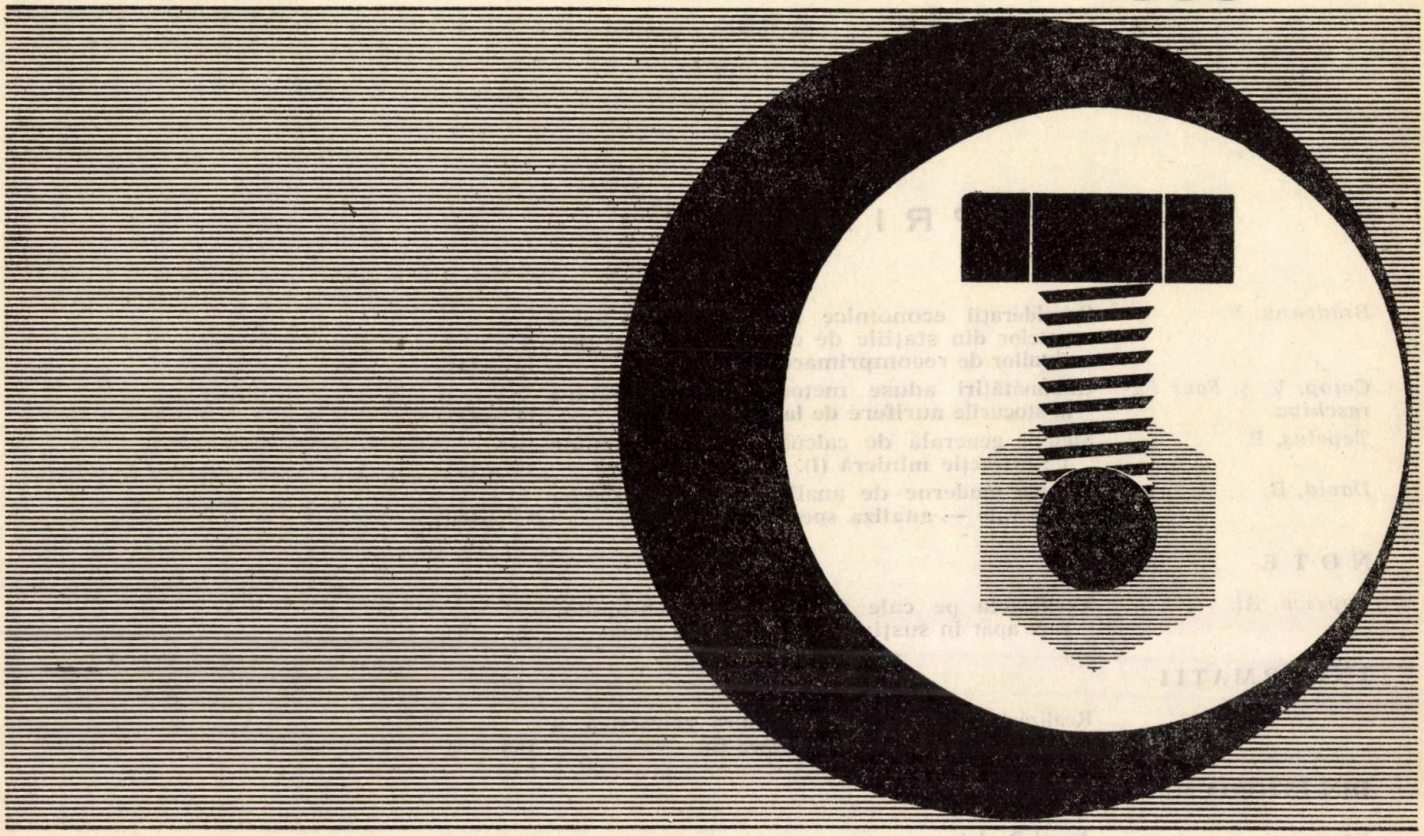
COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREŢU R.; conf. inf. BUZATU C.; candidat în ştiinţe prof. ing. COVACI ŞT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ŞERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

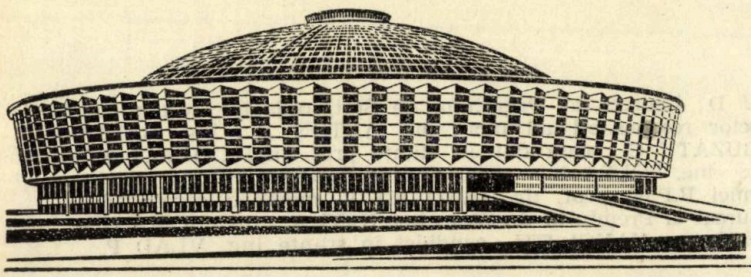
I. P. I. — c. 744

EXPOZITIA TEHNICA A REPUBLICII FEDERALE GERMANE

BUCUREȘTI 18-30 MAI 1965



Științele naturii stau la baza progresului tehnic. Tehnica influențează progresul societății. Lumea de astăzi este lumea tehnicii. Expoziția tehnică a Republicii Federale Germane prezintă vizitatorilor un rezumat cuprinzător al celor mai noi realizări dobîndite în Republica Federală Germană în domeniul științei și tehnicii. Expun produsele lor peste 400 firme importante din toate sectoarele tehnicii. Expoziția este deschisă zilnic în perioada 18–30 mai 1965.



BDUL. MARASTI 67
(PIATA SCINTEII)

Vizitarea zilnic între orele
10-14 pentru specialiști și
14-19 pentru public

Considerații economice asupra alegerii agregatelor din stațiile de compresoare și a presiunilor de recomprimare

Conf. ing. *N. BRĂDEANU*

1. Alegerea compresoarelor

Problema energiei pneumatice în industria minieră este încă viu discutată.

Dacă la începutul secolului nostru introducerea energiei pneumatice în minerit reprezenta un progres, astăzi, datorită îndeosebi prețului de cost ridicat, folosirea energiei pneumatice este privită ca o piedică în calea obținerii unor rezultate economice mai bune, urmărindu-se înlocuirea ei, în proporție cît mai mare, cu energia electrică.

Se înțelege că înlocuirea energiei pneumatice se face la acele mașini care lucrează direct la exploatarea substanței minerale utile sau la executarea lucrărilor miniere cum ar fi: ciocane de abataj, perforatoare, mașini de havat etc.

Această înlocuire nu apare ușoară dacă se iau în discuție factorii mai importanți care justifică alegerea uneia sau alteia dintre cele două feluri de energii.

Astfel, comoditatea în muncă pledează aproape în mod egal, atît pentru energia pneumatică, cît și pentru cea electrică; totuși și în această privință se poate spune că energia electrică are prioritate.

În ceea ce privește securitatea muncii, acest factor pledează în favoarea energiei pneumatice.

Prețul de cost, așa cum s-a spus, este mult mai ridicat în cazul energiei pneumatice și acesta este unul din motivele cele mai importante pentru care se caută înlocuirea ei cu energie electrică.

Alt factor este stadiul tehnic al construcției mașinilor miniere folosite pentru tăierea substanțelor minerale utile. Astfel, ciocanele electrice de abataj nu se construiesc încă pe scară industrială, ca să poată fi folosite în mod curent la lucrările miniere.

În privința perforatoarelor electrice, se poate spune că în acest domeniu s-au făcut progrese remarcabile; totuși perforatoarele electrice (care sînt rotative) se pot folosi doar pentru rocile semi-tari; pentru roci de tărie mai ridicată sîntem nevoiți să folosim în continuare perforatoarele pneumatice percutante.

Din cele spuse rezultă că energia pneumatică va fi folosită în industria minieră încă mult timp. Din acest motiv problemei alegerii agregatelor din stațiile de compresoare trebuie să i se dea o atenție deosebită, pentru ca energia pneumatică să fie produsă în condiții economice cît mai avantajoase.

În acest scop o atenție deosebită trebuie dată în primul rînd alegerii tipului de compresor, urmărindu-se cheltuieli de investiții cît mai mici.

La alegerea compresoarelor intră în discuție trei tipuri constructive: compresoare cu piston, turbocompresoare și compresoare axiale.

În momentul de față alegerea se face în special între compresoarele cu piston și turbocompresoare.

Avantajele turbocompresoarelor, față de cele cu piston, sînt următoarele:

— debitul mai uniform decît la cele cu piston;

— la suprasarcini mersul este mai puțin sensibil;

— gabarit pînă la de cinci ori mai mic față de un compresor cu piston de aceleași caracteristici, în consecință și cheltuieli de investiții mai mici;

— aerul nu vine în contact cu suprafețe unse, deci iese din compresor mai curat și sînt excluse accidentele, care printr-o răcire insuficientă, ar putea lua naștere la compresoarele cu piston;

— consumul de ulei și în general întreținerea și supravegherea turbocompresoarelor sînt mai ușoare și mai puțin costisitoare decît a celor cu piston;

— prețul de cost al procurării pentru aceleași caracteristici de debit și presiune este mai scăzut la turbocompresoare.

Față de aceste avantaje, turbocompresoarele prezintă și dezavantaje:

— nu se pot construi în condiții economice acceptabile pentru debite mai mici de 200 m³/min;

— nu se pot construi pentru presiuni mai mari de 10 at;

— la turaţiile obişnuite de 3 000 — 4 000 rot/min, randamentul lor este cu 3—5% mai mic decît al celor cu piston;

— presiunea aerului depinde de debit.

Din cele arătate rezultă că este avantajos din punct de vedere tehnico-economic să se folosească turbocompresoarele în locul compresoarelor cu piston numai la staţiile a căror debit trebuie să fie de cel puţin 400 m³/min. În acest caz pot fi în funcţiune două agregate de cîte 200 m³/min, deci la limita inferioară a rentabilităţii de construcţie, iar un agregat de 200 m³/min (50% din capacitatea staţiei de compresoare) ar fi în rezervă.

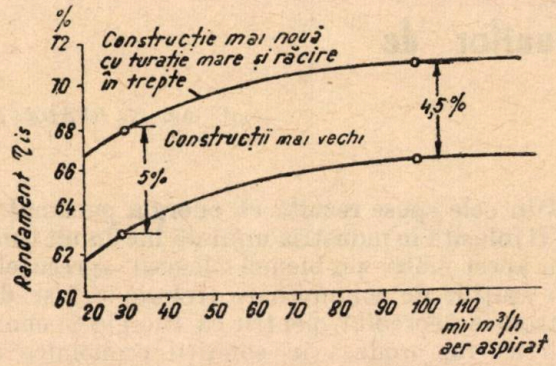


Fig. 1. Randamentul turbocompresoarelor în funcţie de debitul aspirat, turaţia şi răcirea în trepte.

Aşa se explică faptul că astăzi la staţiile mari de compresoare, unde nu avem variaţii însemnate de debit, se prevăd numai turbocompresoare.

În regiuni industriale importante, numărul acestora a crescut simţitor. Astfel în regiunea Ruhr debitul total de aer al compresoarelor în anul 1940 era de 9,5 mil. m³/h, din care compresoarele cu piston reprezentau 30%. Pînă în anul 1955 debitul total de aer s-a ridicat la 16 mil. m³/h, din care turbocompresoarele dădeau 91%, restul fiind dat de către compresoarele cu piston [4].

Problema turbocompresoarelor punîndu-se în mod deosebit în industria minieră, care este cea mai mare consumatoare de aer comprimat, s-a trecut la perfecţionarea lor, îmbunătăţindu-le randamentul prin creşterea turaţiei peste cea obişnuită (3 000—4 000 rot/min).

În procente, numărul turbocompresoarelor la care turaţia depăşeşte 4 000 rot/min este mai mare de 22%. După datele apărute în literatura de specialitate, în anul 1956 repartiţia turbocompresoarelor după turaţie era următoarea [4]:

Turaţia rot/min	*Ponderea faţă de total, %*
4 000— 6 000	19
6 000— 8 000	1
8 000—10 000	1
Peste 10 000	1

Răcirea aerului în mai multe trepte a contribuit, de asemenea, la creşterea randamentului. Astfel, la un turbocompresor de 100 000 m³/h prin răcirea aerului în mai multe trepte şi creşterea turaţiei s-a ajuns să i se mărească randamentul cu 4,5%.

În figura 1 se poate vedea randamentul turbocompresoarelor în funcţie de debitul aspirat, turaţie şi răcirea în trepte.

Prin creşterea turaţiei mai apare un avantaj: maşinile sînt mici ca gabarit şi deci mai ieftine.

Ca ordin de mărime, turbocompresoarele au ajuns la debite de circa 150 000 m³/h, în timp ce compresoarele cu piston — la debite pînă la 35 000 m³/h. În întreprinderile miniere compresoarele cu piston se recomandă pentru staţii cu debite mai mici de 24 000 m³/h. Totuşi chiar pentru debite mai mici de 24 000 m³/h, poate fi folosit un turbocompresor legat în paralel cu un compresor cu piston. În acest caz reglarea debitului staţiei se recomandă să se facă prin intermediul compresorului cu piston, deoarece la acesta debitul nu este în funcţie de presiune, iar la turbocompresor se asigură un punct de funcţionare aproape constant, ceea ce este de dorit.

Pentru presiuni mai mari de 10 at pentru orice debite, domeniul de utilizare este numai al compresoarelor cu piston cu mai multe trepte.

În ultimul timp s-a dezvoltat un nou tip de compresor şi anume compresorul axial. Construcţia lui constă din două corpuri în formă de şurub, angrenate, putînd da presiuni de 4—8 at. Acest tip de compresor se pretează în general bine pentru comprimarea unor debite mari de aer, avînd totodată un gabarit redus. Firma Atlas Copco construieşte astfel de compresoare de 155—450 m³/min, 7 at, cu greutate de 11—22 t. Avînd în vedere rezultatele favorabile obţinute cu aceste compresoare în alte ţări, este recomandabil să se experimenteze şi la minele noastre acest tip de compresoare.

2. Alegerea reglării debitului

În toate cazurile este necesar să fie aleasă o anumită reglare a debitului staţiei de compresoare. Orientarea alegerii trebuie făcută în primul rînd după criteriul economic, adică în funcţie de preţul de cost şi montare a aparaturii şi de cheltuielile pe care le necesită în serviciu.

La compresoare mai mici, cu putere de acţionare pînă la 80 CP, cheltuielile în serviciu provocate de reglare nu joacă un rol important, de aceea reglarea întîlnită aici este exclusiv cea a mersului în gol al compresorului; puterea de acţionare necesară şi în această situaţie este destul de mare, reprezentînd 15—20% din puterea nominală.

Pentru această reglare sînt necesare rezervoare-tampon mici, fără întreruptor electric

automat; astfel această instalație de reglare este relativ ieftină.

Reglarea prin oprirea compresoarelor cu piston este foarte economică, pentru că atunci cînd compresorul lucrează în condiții normale ale minei, lucrează și cu randamentul cel mai bun. Față de reglarea cu mers în gol, costul întreruptoarelor electrice de reglare și al rezervoarelor-tampon mai mari, desigur că este mai mare, însă prin cheltuielile de funcționare mai mici, în cele mai multe cazuri plusul de cheltuieli față de reglarea cu mers în gol este economisit în mai puțin de un an.

La puteri de acționare peste 200 CP costul întreruptoarelor electrice automate este foarte ridicat așa că nu este rentabilă reglarea prin scoaterea din funcțiune a compresorului. În această situație se folosește reglarea prin mers în gol, sau combinată cu reglarea prin scoaterea din funcțiune a compresorului. La aceasta din urmă, cheltuielile pe care le necesită în serviciu sînt mai mici decît la funcționarea în gol și mai mari decît la reglarea prin scoaterea din funcțiune a compresorului.

Pentru mersul în gol al compresorului cea mai bună reglare se obține prin releele pneumatice cu ghiare, care țin deschise supapele de aspirare atunci cînd debitul stației de compresoare este mai mare decît cel cerut de consumatorii pneumatici. Prin acest procedeu, reglarea se poate face în trepte, compresorul putînd da următoarele debite : 25, 50, 75 și 100%.

3. Alegerea rezervoarelor de aer

În cadrul unei instalații de compresoare, rezervoarele de aer au mai puțin rolul de a anihila pulsațiile și mai mult de a regla debitul compresoarelor față de consumatorii lor.

Pentru a anihila pulsațiile compresorului, ar fi suficient ca rezervorul-tampon să aibă un volum echivalent cu de 10 pînă la de 50 ori volumul descris de pistonul ultimei trepte a acestuia.

Luînd în considerare cel de-al doilea rol al rezervorului de aer, la determinarea volumului acestuia trebuie avut în vedere modul de reglare a compresoarelor. Volumul rezervorului va avea o anumită valoare pentru reglarea compresorului prin mers în gol, și alta dacă reglarea se face prin scoaterea sa din funcțiune prin intermediul unor relee electrice, în cazul stației automatizate. În acest din urmă caz, pentru determinarea volumului rezervorului, frecvența decuplărilor pe oră ale compresorului joacă un rol important.

Numărul lor variază de obicei între 12 și 15 pe oră la o diferență de presiune pentru decuplare de 1 at. Un număr mai mare de decuplări pe oră ar uza foarte repede întreruptoarele.

Pentru acest procedeu de reglare a compresoarelor, volumul V al rezervorului tampon se poate calcula cu formula empirică :

$$V = 0{,}9\ V_{min},\ \text{m}^3,$$

unde :

V_{min} este debitul compresorului, m³/min aer aspirat.

Dacă reglarea se face prin mersul în gol al compresoarelor, volumul rezervorului-tampon se poate calcula după formula empirică :

$$V = 0{,}4\ V_{min},\ \text{m}^3.$$

Dacă mai multe compresoare debitează în același rezervor, atunci volumul acestuia se va determina în funcție de compresorul cu debitul cel mai mare, fără să se însumeze debitele tuturor compresoarelor.

Punctele de decuplare a mai multor relee trebuie să se găsească atît de departe unul de altul cît permite sensibilitatea acestora (circa 0,1 at). Punctele de cuplare ar trebui să se găsească la cel puțin 0,2 at unul de altul.

Pentru determinarea volumului rezervoarelor-tampon sînt cunoscute și formule mai exacte îndeosebi la reglarea prin scoaterea din funcțiune a compresorului, ca de exemplu :

$$V = \frac{Q_a \cdot p_a \cdot T_s}{4z \cdot \Delta p\ T_a},\ \text{m}^3,$$

unde :

p_a este presiunea atmosferică, kgf/cm² ;
Q_a — debitul aspirat, m³/h ;
z — numărul de decuplări pe oră ;
T_a — temperatura aerului atmosferic, °K ;
T_s — temperatura în rezervorul-tampon, °K ;
$\Delta p = p_{max} - p_{min}$, kgf/cm².

La stațiile automate $z = 15 - 30$, iar la stațiile de compresoare cu reglare prin mers în gol $z = 60$.

Deoarece la stațiile de compresoare există posibilitatea de automatizare, este bine ca de la început să se dimensioneze rezervoarele-tampon în așa fel încît să fie acceptabile și din acest punct de vedere.

4. Influența presiunii inițiale

Presiunea inițială de aspirare are o influență destul de importantă asupra puterii de acționare. A fost stabilit că presiunea inițială cea mai nefavorabilă pentru lucrul mecanic de compresiune politropică este [6] :

$$P_{1\,max} = \left(\frac{1}{n}\right)^{\frac{n}{n-1}} \cdot P_2, \qquad (1)$$

unde :

n este indicele politropic de compresiune ;
P_2 — presiunea finală la care urmează să se comprime aerul ;

P_{1max} — presiunea inițială de aspirare care trebuie evitată, ea dînd lucrul mecanic de compresiune cel mai mare.

Dacă se ia în considerare lucrul mecanic de compresiune adiabatică ($n = k = 1{,}4$), rezultă :

$$P_{1\,max} = 0{,}304\ P_2.$$

Rezultă că pentru oricare presiune inițială afară de P_{1max} lucrul mecanic de compresiune va fi mai mic.

Avînd în vedere că în exploatările miniere sînt folosite compresoare cu două trepte și că presiunea finală în prima treaptă, care aspiră aerul atmosferic, este de obicei de 2,5—3,5 ata, presiunea aerului aspirat prezintă o importanță destul de mare pentru consumul de energie electrică necesară acționării compresoarelor.

De exemplu, dacă se ia pentru presiunea finală din prima treaptă a unui compresor presiunea de 3 ata, atunci presiunea inițială cea mai nefavorabilă va fi :

$$P_{1\,max} = 0{,}304 \cdot 3 = 0{,}912 \text{ ata.}$$

Se poate ușor întîmpla ca la o stație de compresoare a unei mine să existe această presiune a aerului atmosferic și atunci consumul de energie electrică pentru acționarea compresoarelor să fie maxim. La o altă mină, unde sînt instalate aceleași tipuri de compresoare, dar presiunea aerului aspirat este alta și nu coincide cu presiunea inițială cea mai nefavorabilă, consumul de energie electrică pe metru cub de aer aspirat va fi mai mic.

Deci, indiferent de pierderile de presiune pe conducte și de randamentul compresoarelor, consumul de energie electrică poate fi influențat de presiunea inițială de aspirare a aerului atmosferic.

De asemenea se știe că o presiune joasă a aerului aspirat influențează nefavorabil debitul compresoarelor [8].

Pentru a evita aceste inconveniente, cea mai bună soluție ar fi creșterea presiunii inițiale a aerului aspirat, ceea ce se poate face prin insuflarea aerului cu ajutorul unui ventilator tubular în conducta de aspirare a compresorului.

Avînd în vedere că aceasta este un fel de precomprimare a aerului, este important de știut dacă compresorul poate fi încărcat și dacă motorul de acționare permite acest lucru, el fiind calculat pentru un anumit grad de compresiune.

În această situație trebuie examinat dacă cu același compresor se pot obține aceleași presiuni finale în funcție de presiunea inițială.

Luînd ca bază de calcul lucrul mecanic de compresiune adiabatică, care reprezintă cazul cel mai nefavorabil care s-ar putea ivi, se constată că o mărire a debitului printr-o precomprimare este posibilă numai atunci cînd există o rezervă de putere mai mare la motor, sau dacă se renunță la presiunea finală care a fost preconizată inițial.

5. Presiunile nefavorabile de recomprimare

Cele spuse la punctul precedent despre presiunea de aspirație a compresoarelor sînt valabile și pentru recomprimare. O anumită presiune de aspirație calculată din relația $P_{1max} = 0{,}304\ P_2$ este nefavorabilă și recomprimării, dar de cele mai multe ori ea poate fi influențată, adică nu poate fi aleasă; în schimb se poate alege presiunea finală în așa fel încît prin recomprimare să nu folosească cel mai mare consum de energie.

Astfel, dacă se notează cu L lungimea unei găuri de mină în centimetri, și cu t timpul de perforare în minute, atunci energia E necesară pentru recomprimarea unui metru cub de aer pe minut va fi :

$$E = \frac{\frac{k}{k-1} P_1 \left[\left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} - 1 \right]}{60 \times 102\ \eta} \cdot \frac{t}{60}, \text{ kWh,} \qquad (2)$$

unde :

η este randamentul total al compresorului de recomprimare.

$$t = \frac{L}{v} \qquad (3)$$

unde :

v este viteza de perforare, cm/min.

Viteza de perforare este în funcție de presiunea aerului și se poate scrie sub forma [6] :

$$v = C \cdot P_2^{1{,}5} \qquad (4)$$

unde :

C este o constantă care ține seamă de perforator și de roca în care se perforează.

Măsurînd viteza de perforare v la o anumită presiune P_2, constanta C se poate calcula și menține aceeași pentru perforatorul respectiv dacă se perforează în aceeași rocă și în aceleași condiții.

Ținînd seamă de relațiile (3) și (4) relația (2) se mai poate scrie :

$$E = \frac{\frac{k}{k-1} P_1 \left[\left(\frac{P_1}{P_2} \right)^{\frac{k-1}{k}} - 1 \right]}{3\,600 \times 102\ \eta C} \cdot \frac{L}{P_2^{1{,}5}}, \text{ kWh.} \qquad (5)$$

Din această relație se poate determina presiunea finală P_2 pentru care energia E este maximă, după procedeul obișnuit : se ia deri-

vata lui E, se anulează și se rezolvă în raport cu P_2. Expresia (5) se poate scrie:

$$E = \frac{\frac{k}{k-1} P_1 L}{3\,600 \times 102\,\eta C} \left[\frac{P_2^{\frac{k-1}{k}-1,5}}{P_1^{\frac{k-1}{k}}} - P_2^{-1,5} \right], \quad (5\,a)$$

$$\frac{dE}{dP_2} = \frac{k}{k-1} \times \frac{P_1 \cdot L}{3\,600 \times 102\,\eta C} \left[- \left(\frac{1 + 0,5\,k}{k} \right) P_2^{-\left(\frac{1+1,5\,k}{k}\right)} + 1,5\ P_2^{-2,5} \right].$$

Dacă $\frac{dE}{dP_2} = 0$,

atunci:

$$1,5\ P_2^{-2,5} - \frac{\left(\frac{(1 + 0,5\,k)}{k}\right) P_2^{-\left(\frac{1+1,5\,k}{k}\right)}}{P_1^{\frac{k-1}{k}}} = 0. \quad (6)$$

Din expresia (6) se poate calcula P_2:

$$P_2 = \left(\frac{1,5}{\frac{1 + 0,5\,k}{k}} \right)^{\frac{k}{k-1}} \cdot P_1.$$

Pentru $k = 1,4$ avem:

$$P_2 = 2,114\ P_1 \quad (7)$$

Din examinarea ecuației (5 a) se constată că pentru o anumită presiune inițială de recomprimare P_1, expresia:

$$\frac{\frac{k}{k-1} \cdot P_1 \cdot L}{3\,600 \cdot 102 \cdot C} = K, \text{ este constantă,}$$

iar expresia:

$$\frac{P_2^{\frac{k-1}{k}-1,5}}{P_1^{\frac{k-1}{k}}} - P_2^{-1,5} = E_a, \text{ este variabilă.}$$

Expresia (5 a) se mai poate deci scrie:

$$E = K \cdot E_a.$$

Cum K = constant, pentru a vedea dependența lui E de P_2 este suficient să se facă calculul lui E_a.

De exemplu, pentru presiunea $P_1 = 3$ ats $=$ $= 4$ ata, presiunea finală cea mai nefavorabilă, P_2, va fi:

$$P_2 = 2,114\ P_1 = 2,114 \cdot 4 = 8,456 \text{ ata.}$$

Pentru această presiune finală, E_a va fi:

$$E_a = \left[\left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} - 1 \right] \frac{1}{P_2^{1,5}} =$$

$$= \left[\left(\frac{8,456}{4} \right)^{0,286} - 1 \right] \frac{1}{8,456^{1,5}} \cong 0,00965.$$

Pentru presiunile finale de 6, 7, 9, 10 și 11 ata, valoarea expresiei E_a este mai mică, așa cum se vede în tabela 1. În aceeași tabelă sînt calculate valorile lui E_a și pentru presiunile inițiale de 5 și 6 ata.

Tabela 1

$P_1 = 4$ ata; P_2 nefavorabilă = 8,456 ata		$P_1 = 5$ ata; P_2 nefavorabilă = 10,57 ata		$P_1 = 6$ ata; P_2 nefavorabilă = 12,68 ata	
P_2, ata	E_a	P_2, ata	E_a	P_2, ata	E_a
6	0,00820	7	0,00537	8	0,00374
7	0,00926	8	0,00630	9	0,00450
8,456	0,00965	9	0,00670	11	0,00517
9	0,00955	10,57	0,00697	12,68	0,00573
10	0,00948	11	0,00692	13	0,00524
11	0,00918	12	0,00691	14	0,00521

Se înțelege că pentru perforatoare nu se folosește presiune mai mare de 10 at, dar calculul s-a făcut pentru a vedea în mai multe situații influența presiunii finale asupra lucrului mecanic de recomprimare.

În consecință, la folosirea recomprimării aerului trebuie să se evite, pe cît posibil, presiunile finale nefavorabile, pentru a avea un consum de energie cît mai mic.

Măsurătorile făcute au arătat că la noi se pot obține viteze de perforare de 2—2,7 ori mai mari prin recomprimarea aerului de la 3 la 5 ats.

Locul de unde se ia aerul pentru recomprimare trebuie de asemenea ales, căci s-a constatat că la o temperatură de 60—70°C a aerului aspirat pentru recomprimare, debitul compresorului a fost cu 20% mai mic decît în cazul cînd aerul aspirat avea o temperatură de 20°C.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ilicev, A. K. *Instalații pneumatice miniere.* (Traducere din limba rusă), Ed. tehnică, București, 1951.

[2] Pokorny, F.M.A. *Taschenbuch für Druckluftbetrieb.* Springer-Verlag, Berlin, 1959.

[3] Beier, G. *Das Betriebverhalten neuzeitlicher Drucklufturboverdichter.* Glückauf, 4 august, 1956.

[4] * * * *Druckluftwirtschaft.* Glückauf, 18 august, 1956.

[5] Ghirsberg, M. M. *Mărirea randamentului compresoarelor cu piston prin insuflare* (în limba rusă) Bul. Energ., nr. 6, 1950.

[6] Brădeanu, N. și Bacu, A. *Recomprimarea aerului în exploatările miniere.* Revista Minelor, nr. 8, 1960.

[7] Weissenborn, L. *Einführung in die allgemeine und spezielle Theorie moderner Kompressoren und derer Vergleich.* Maschinenbautechnik, nr. 2, 1954.

[8] Brădeanu, N. *Influența temperaturii și presiunii aerului asupra debitului compresoarelor în timp de iarnă.* Sesiunea I. M. P., 1956.

Îmbunătăţiri aduse metodelor de exploatare la stocurile aurifere de la Baia de Arieş

Ing. V. COŢOP şi PARASCHIVA FAUR

Zăcămintele de minereuri aurifere întîlnite la Baia de Arieş sînt în formă de filoane şi stocuri. Filoanele au dezvoltare relativ mică pe direcţie şi înclinare, iar stocurile sînt corpuri cilindrice sau tronconice, verticale, al căror diametru variază între 30 şi 90 m, iar înălţimea între 70 şi 250 m.

Aceste stocuri s-au dezvoltat pe spinarea coşurilor de brecie andezitică, în punctele de inflexiune a acestora.

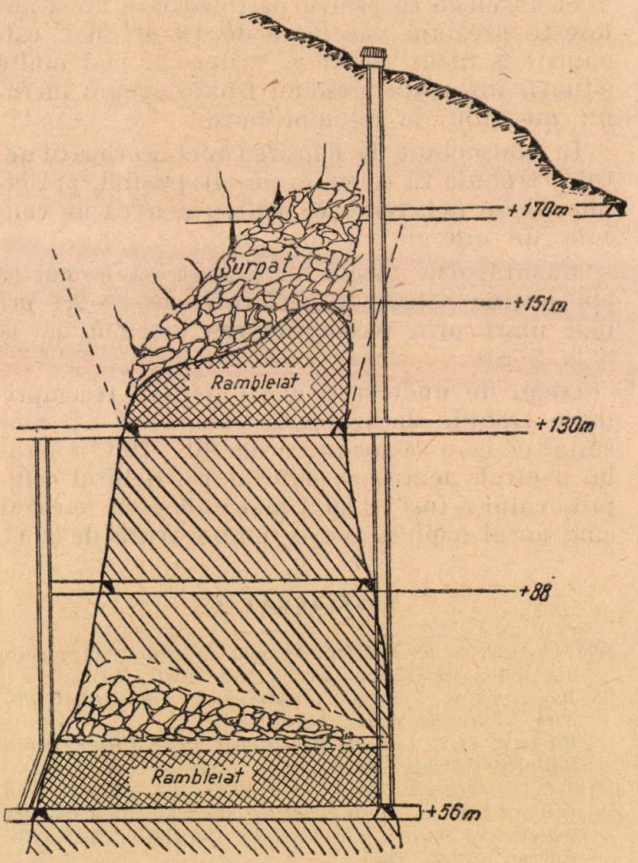


Fig. 1

Mineralizaţia stocurilor aurifere este constituită, în general, dintr-o gangă de cuarţ impregnată cu mispichel, pirită şi marcasită. Mineralele purtătoare de aur şi argint sînt mispichelul şi piritele aurifere. Minereul se prezintă sub formă de blocuri de andezit a căror dimensiuni variază între 0,1 şi 6 m, mai frecvente fiind blocurile de 0,1—1 m.

Rocile înconjurătoare sînt formate din andezite fisurate şi din brecie andezitică.

Contactele sînt, în general, distincte. De obicei, părţile superioare ale stocurilor prezintă fenomene de alterare prin caolinizare care se manifestă, atît asupra minereului, cît şi asupra rocilor înconjurătoare.

Minereul din stocuri nu prezintă incluziuni de aur nativ.

Pînă în prezent sînt cunoscute mai multe stocuri aurifere, cele mai importante fiind numerotate de la 1 la 5.

Atît metodele aplicate pentru exploatarea stocurilor aurifere de la Baia de Arieş, cît şi îmbunătăţirile aduse acestor metode, în cadrul exploatării, se pot urmări prin evoluţia în timp a exploatării stocului nr. 1.

Descoperit în anul 1939, la orizontul + 56 m, stocul s-a prezentat ca un corp mineralizat de formă aproximativ cilindrică, dispus vertical, cu diametrul variind între 46 şi 67 m şi cu o extindere pe verticală de 160 m.

După o pregătire pe verticală (fig. 1 şi 2) s-a trecut, în anul 1943, la extragerea minereului prin metoda de exploatare ascendentă, în felii orizontale, cu abataje cameră şi rambleiere, metodă care s-a aplicat pînă în anul 1949 cînd, datorită tasării rambleului şi neconsistenţei minereului, s-a produs o surpare care ulterior s-a transmis mult deasupra nivelului exploatat. Susţinerea abatajelor cameră se făcea cu cadre de lemn, iar rambleierea spaţiului exploatat — cu steril procurat din carierele amplasate la contactele stocului.

Acest accident tehnic, care s-a repetat mult mai tîrziu şi în stocul nr. 4, a demonstrat că metodele de exploatare ascendentă cu dirijarea presiunii prin rambleiere totală, pe lîngă faptul că au o productivitate mică şi un preţ de cost ridicat, nu sînt indicate pentru exploatarea acestor stocuri întrucît nu asigură securitatea muncii şi nici securitatea zăcămîntului.

Abandonîndu-se exploatarea ascendentă, în anii 1949—1950 s-au executat lucrări de des-

chidere şi pregătire la orizontul +130 m şi deasupra acestuia, pentru trecerea la exploatarea descendentă, identificîndu-se căciula stocului nr. 1 la orizontul +151 m. În urma executării acestor lucrări prin fisurile din stoc, s-a

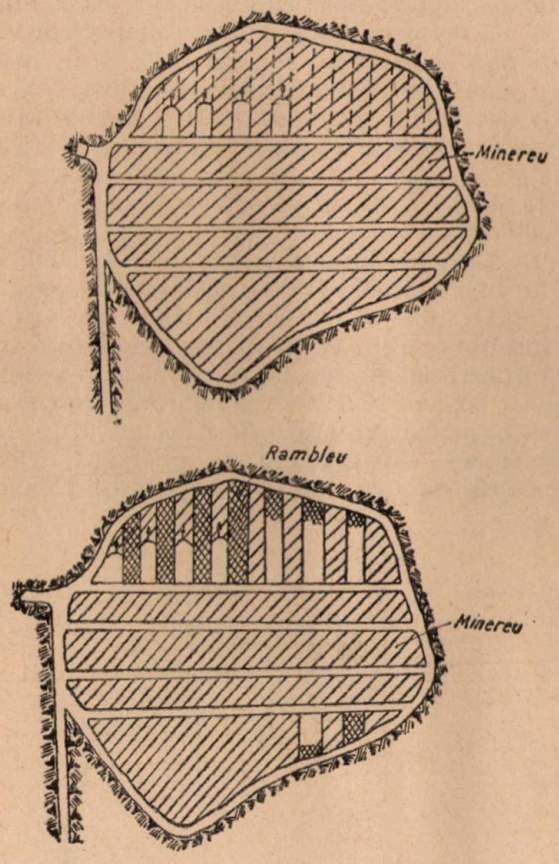


Fig. 2

restabilit un curent de aer ascendent datorită căruia a început oxidarea în masă a piritei. Această reacţie exotermă a ridicat temperatura minereului pînă la 70°C, iar temperatura în abataje la 40—50°C. Datorită fenomenului de oxidare, exploatarea nu s-a putut continua imediat, astfel că stocul nr. 1 a fost lăsat să se oxideze şi să se răcească timp de şase ani.

La începerea exploatării descendente s-a preconizat aplicarea metodei de exploatare în felii orizontale, cu abataj cu front lung şi surparea tavanului artificial (pernă). Pentru crearea tavanului artificial (perna de protecţie), blocul de exploatare, cuprins între orizonturile +130 m şi + 151 m, a fost extras prin metoda de exploatare descendentă, în felii orizontale cu abataje cameră şi rambleiere. Perna astfel creată a avut o grosime iniţială de circa 16,5 m, iar în decurs de un an, prin surparea naturală a rocilor din căciula stocului şi din pereţi, perna s-a îngroşat pînă la 30—35 m, creîndu-se condiţiile necesare pentru aplicarea metodei de exploatare cu front lung şi surpare.

Lucrările de pregătire a metodei de exploatare descendentă, în felii orizontale cu abataje cu front lung şi surparea tavanului artificial, se pot împărţi în două grupe:

— lucrări de pregătire a blocului de exploatare;

— lucrări de pregătire a feliilor.

Pregătirea blocului de exploatare constă din patru suitori verticali săpaţi în steril, care la orizonturile de cap şi de bază sînt legaţi prin galerii de restul lucrărilor miniere (fig. 3). Doi dintre aceşti suitori sînt plasaţi în partea nordică a stocului nr. 1, iar doi — în partea sudică. Distanţa dintre suitorii de pe aceeaşi parte este de 20—24 m. Suitorii din partea nordică au două compartimente, iar cei din partea sudică sînt prevăzuţi cu trei compartimente, dintre care unul pentru transportul de materiale şi aeraj. Lucrările de pregătire a primei felii se compun din două galerii de felie, paralele, săpate între cei patru suitori, două galerii colectoare săpate cu 2,5 m sub cele de felie şi dintr-un preabataj între cele două galerii de felie, în partea nordică. Galeriile colectoare ale feliilor superioare servesc şi ca galerii de felie pentru

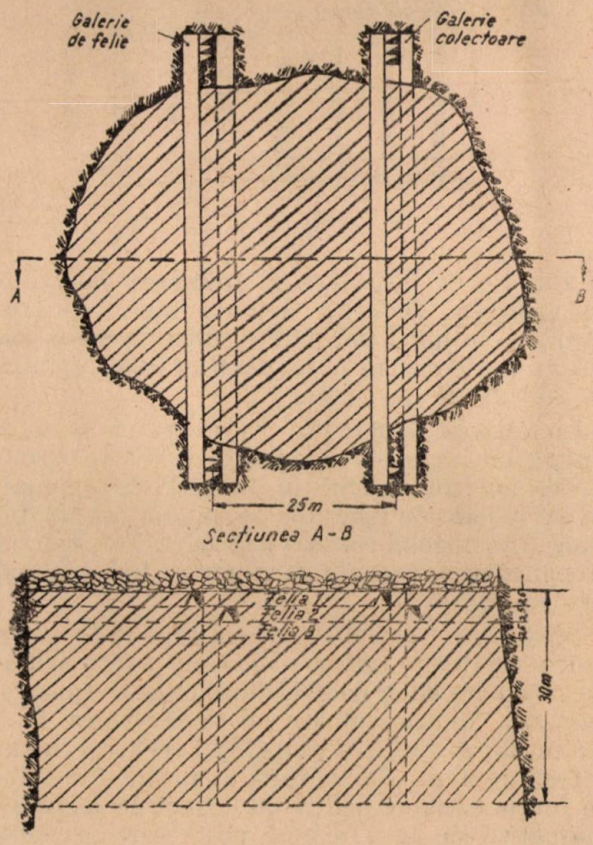


Fig. 3

cele inferioare. După terminarea preabatajului, începe exploatarea cu front lung, avansarea făcîndu-se din nord spre sud. Înălţimea feliilor era de 2,5 m, iar productivitatea abatajului de 5,75 t/m².

Excavarea minereului se făcea prin perforarea de găuri de mină cu lungimea de 0,4—0,8 m şi împuşcarea cu explozivi. O schemă de amplasare a găurilor nu a existat deoarece, atît poziţia, cît şi lungimea lor se aleg, practic,

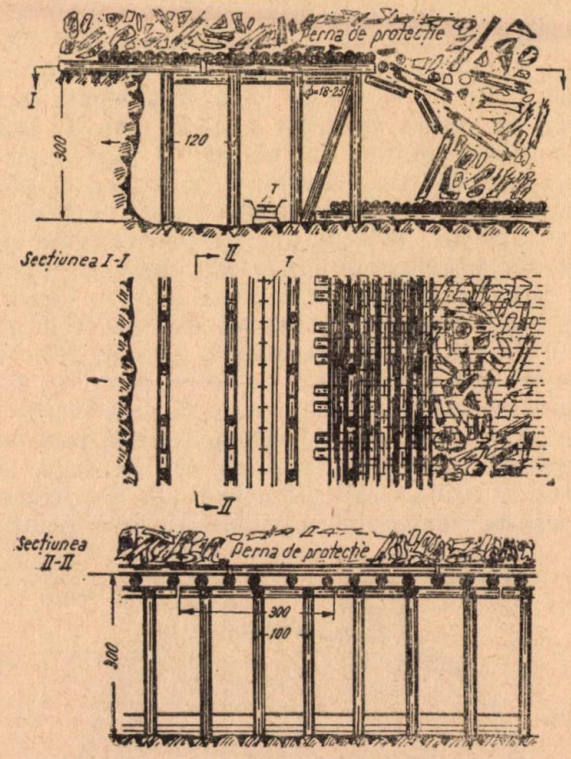


Fig. 4

în funcţie de dispoziţia şi mărimea blocurilor de minereu. Datorită acestui fapt, numărul găurilor de mină pe metru cub este mare, iar viteza de avansare a fronturilor este limitată la 20—25 m pe lună.

Încărcarea minereului se făcea cu sapa şi trocul, iniţial în roabe, apoi în vagonete basculante, iar transportul în abataj era manual, fie pe galeria de felie, fie pe galeria colectoare, pînă la rostogolul cel mai apropiat. Transportul intermediar se executa în vagonete fixe, manual sau cu cai.

Susţinerea normală a abatajului se făcea cu cadre de lemn (grindă şi trei, patru stîlpi) aşezate paralel cu frontul de lucru, în culoare. Distanţa dintre culoare a variat între 1 şi 1,2 m, iar distanţa dintre stîlpii aceluiaşi culoar a fost de 1 m. Pe măsura avansării frontului de lucru vatra se podea cu grinzi de lemn cu diametrul de 12—18 cm, peste care se aşeza perpendicular o poditură de lemn (fig. 4). După executarea acestor lucrări, la o avansare de 6—8 m a frontului de lucru, se executa operaţia de surpare în pasuri de 4—6 m. Înainte de executarea surpării, linia de ruptură se susţinea suplimentar cu stîlpi aşezaţi înclinat spre zona surpată. Operaţia de surpare constă din găurirea stîlpilor de susţinere, prin două găuri dispuse la 90° între ele, şi împuşcarea lor cu explozivi. Practic s-a constatat că mărimea de 6—8 m a spaţiului nesurpat este prea mare, ceea ce crea presiuni suplimentare în frontul de lucru, presiuni la care susţinerea ceda treptat, micşorîndu-se înălţimea abatajului de la 2,5 la 1,5 m. Astfel s-a redus în timp distanţa dintre frontul de lucru şi zona surpată pînă la 3—4 m, lungime admisă şi de actualele norme în vigoare.

Aerajul se făcea natural. Deşi depresiunea creată de stoc era mare, datorită unei dirijări greoaie a curentului de aer, temperatura în fronturile de lucru se menţinea foarte ridicată (40—46°C).

Iniţial s-a preconizat ca frontul de lucru să fie împărţit în două părţi egale, între care exista un decalaj de 2—3 m, iar din punct de vedere organizatoric, pe fiecare parte trebuia să lucreze cîte o brigadă (fig. 5). Acest mod de exploatare s-a dovedit a fi necorespunzător, deoarece dădea naştere la presiuni mari în punctul de decalaj şi la o dirijare greoaie a surpării. Dezavantajele de mai sus au impus rectificarea

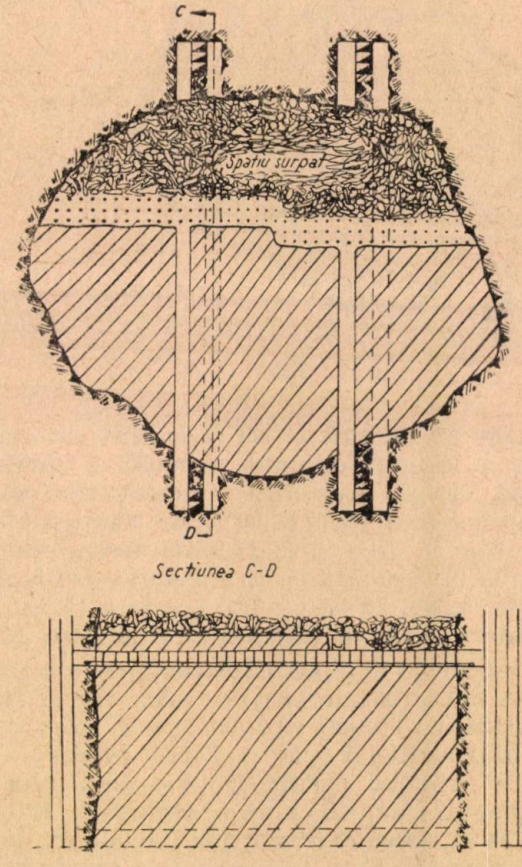


Fig. 5

frontului pe toată lungimea pe care să lucreze o singură brigadă.

Încă din timpul experimentării, comparativ cu metoda de exploatare descendentă în felii orizontale cu abataje cameră şi rambleiere, noua

metodă cu front lung și surpare s-a impus prin indicii tehnico-economici superiori.

Avantajele pe care le prezintă această metodă sînt :

— productivitatea mare în abataj ;

— permite creșterea producției prin amplasarea a două sau chiar trei abataje cu front lung, în felii diferite ;

— face posibilă mecanizarea operațiilor de transport în abataj, de încărcare mecanizată a minereului și de folosire a susținerii metalice ;

— pierderile de minereu sînt minime ;

— preț de cost mic, ca urmare a eliminării operațiilor de rambleiere ;

— asigură pe deplin securitatea muncii și a zăcămîntului.

Dintre dezavantajele principale amintim :

— volum mare a lucrărilor de pregătire ;

— volum mare de întreținere a lucrărilor de pregătire săpate prin interiorul zăcămîntului ;

— aeraj natural greoi pe toată lungimea frontului de lucru.

În atenția colectivului tehnic de la Baia de Arieș a stat în permanență preocuparea de a găsi metode noi de creștere a productivității muncii și de reducere a prețului de cost, fie prin înlăturarea dezavantajelor arătate mai sus, fie prin introducerea unor utilaje noi pentru a folosi mai bine avantajele pe care metoda le oferă. Astfel, în perioada 1958—1964, metodei de exploatare descendentă în felii orizontale cu abataje cu front lung și surparea tavanului artificial i s-au adus următoarele îmbunătățiri tehnice :

— în anul 1959 s-a mecanizat transportul în abataj prin introducerea transportoarelor cu raclete ;

— în anul 1960 s-a înlocuit aerajul natural cu aerajul artificial refulant ;

— în anul 1963 s-a schimbat direcția galeriilor de felie, scoțîndu-se din zonele de presiuni mari a stocului ;

— s-a mărit înălțimea feliilor de la 2,5 la 3,0 m.

Mecanizarea transportului în abataj s-a făcut prin montarea de transportoare tip TP-1 în lungul abatajului care deversează minereul pe transportoare tip SKR, amplasate în galeriile colectoare. În felul acesta s-a realizat o reducere a efortului fizic depus de mineri pentru operația de transport și s-a asigurat un transport continuu și de mare capacitate, ceea ce a influențat pozitiv asupra productivității muncii.

De menționat că utilizarea transportoarelor cu raclete pentru mecanizarea transportului minereului în abataj s-a făcut pentru prima dată în țară la Baia de Arieș.

În timpul experimentării transportoarelor s-au întîmpinat multe greutăți ca : timp foarte mare de mutare a transportorului dintr-un culoar în altul, înfundarea jghiaburilor inferioare și a capului de întindere cu material mărunt, ruperea frecventă a lanțului din cauza frecărilor mari dintre minereu și jghiaburi care dădeau suprasolicitări foarte mari, uzarea prematură a capetelor de întindere și a stelei de acționare ș.a. Cu timpul, pe măsura acumulării experienței în folosirea transportoarelor și prin contribuția inovatorilor, greutățile de mai sus au fost învinse, iar în prezent utilizarea lor este o necesitate. Este de subliniat însă faptul că din lipsa unor agregate pentru mecanizarea operației de încărcare a minereului în abataj, capacitatea transportoarelor cu raclete este folosită numai în proporție de 18—25%.

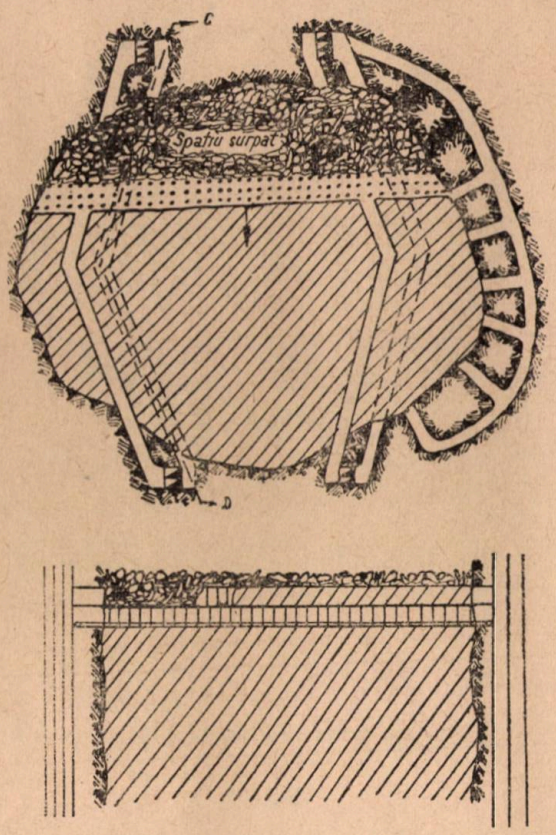


Fig. 6

Pentru reducerea temperaturii în abataje s-a trecut la înlocuirea aerajului natural cu aerajul artificial, prin executarea și darea în funcțiune a unei stații de ventilatoare cu o capacitate de 1 000 m³/min și o depresiune de 150 mm col. apă. În afara realizării unui curent de aer pentru reducerea temperaturii și diluarea gazelor, în lucrările din stoc s-a căutat să se reducă volumul de bioxid de sulf care se degajă din fisurile stocului prin crearea unei presiuni mai mari în abataje. În acest scop s-a ales și s-a aplicat aerajul artificial refulant. Distribuția aerului în abatajele cu front lung s-a realizat printr-o galerie de aeraj, săpată în contactul stocului din care aerul era dirijat, prin nișe săpate la distanță de 5—10 m, s.multan în două felii (fig. 6).

Reducerea volumului lucrărilor de întreţinere a galeriilor de felie şi a celor colectoare s-a realizat prin amplasarea lor spre contactele stocului (fig. 7), scoţîndu-le astfel din zonele

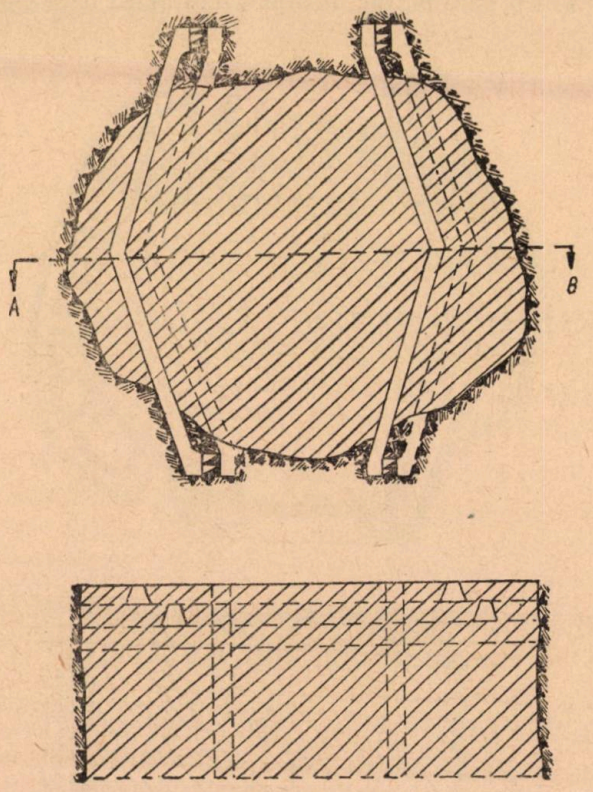


Fig. 7

cu presiune mare. Unghiul cu care ele au fost deviate faţă de poziţia iniţială este relativ mic astfel că lungimea lor mai mare este justificată economic prin reducerea totală a cheltuielilor de întreţinere.

În scopul reducerii consumului de lemn de mină, reducerii volumului lucrărilor orizontale de pregătire şi pentru creşterea productivităţii feliei s-a mărit înălţimea acesteia de la 2,5 la 3,0 m. Astfel productivitatea feliei a crescut cu 20 % şi tot la a cincea felie se face o economie de 140 m lucrări de pregătire şi o cantitate de circa 500 m^3 lemn de mină.

În afara celor de mai sus, la această metodă de exploatare s-au adus şi alte îmbunătăţiri ca :

— susţinerea galeriilor de pregătire cu cadre metalice tip TH-2 ;

— folosirea explozivilor termorezistenţi pentru executarea lucrărilor de împuşcare care asigură o securitate mărită a muncitorilor prin eliminarea completă a deflagrărilor.

În concluzie, prin introducerea metodei de exploatare descendentă în felii orizontale cu abataje cu front lung şi surpare şi prin modificările aduse acestei metode, s-au obţinut următoarele îmbunătăţiri ale indicilor tehnico-economici faţă de indicii iniţiali :

— preţul de cost 82 % ;
— productivitatea muncii 193 % ;
— producţia zilnică din stoc 256 %.

Contribuţia fiecărei îmbunătăţiri exprimată prin indicii tehnico-economici este arătată în tabela 1.

Avantajele oferite de metoda de exploatare cu front lung şi surpare nu au fost pînă în prezent folosite în întregime, rămînînd încă nerezolvate probleme ca :

— mecanizarea operaţiei de încărcare a minereului ;

Tabela 1

Date comparative
privind îmbunătăţirile aduse metodelor de exploatare a stocurilor de la Baia de Arieş

Metoda de exploatare	Îmbunătăţiri aduse	Productivitatea în abataj	
		t/post	% faţă de metoda iniţială
Stocul nr. 1 Metoda de exploatare descendentă în felii orizontale cu abataje cameră şi rambleiere	—	1,79	100
Metoda de exploatare descendentă în felii orizontale cu abataje cu front lung şi surpare	—	2,10	117
Metoda de exploatare descendentă în felii orizontale cu abataje cu front lung şi surpare	Transport mecanic în abataj şi aeraj artificial	2,50	140
Metoda de exploatare descendentă în felii orizontale cu abataje cu front lung şi surpare	Plasarea galeriilor de pregătire la contactul stocului şi creşterea înălţimii feliilor la 3 m	3,14	176
Stocul nr. 2 Metoda de exploatare în felii orizontale cu abataj cu front lung şi surpare	—	3,46	193

— introducerea susținerii metalice și creșterea vitezei de avansare a abatajelor.

Rezolvarea acestor probleme va aduce o îmbunătățire substanțială a indicilor tehnico-economici obținuți pînă în prezent.

Prin folosirea integrală a avantajelor oferite de actuala metodă de exploatare se va putea ajunge la o productivitate de 8,5 t/post în abataje și la o scădere apreciabilă a prețului de cost.

Paralel cu îmbunătățirea actualei metode de exploatare, în preocuparea colectivului tehnic al exploatării Baia de Arieș stă și studierea metodelor de exploatare noi, de mare productivitate, care pot fi aplicate în condițiile geologico-miniere ale stocurilor de la Baia de Arieș.

Metoda generală pentru calculul valorii instalațiilor de extracție minieră *

Ing. *P. ȚEPELUȘ*
aspirant — Moscova

Necesitatea comparării diferitelor tipuri de mecanisme, în scopul utilizării lor în condiții economice, a dus la elaborarea unor criterii de comparare, sau formule de calcul a valorii acestor mecanisme, din ce în ce mai precise și mai ușor de utilizat în calculele practice inginerești.

Mașinile de extracție minieră au pondere însemnată în investițiile capitale ale fiecărei mine și de aceea elaborarea unei metode tehnico-economice de comparare a valorii diferitelor tipuri de instalații de extracție are o mare importanță practică.

De problema determinării valorii fiecărui element al mașinilor de extracție, în funcție de parametrii lui principali, pentru prima dată s-a ocupat prof. V. S. Tulin [1], care a dat indicații importante referitoare la metodologia de calcul a valorii elementelor de bază a mașinilor de extracție minieră și a prezentat unele formule de calcul, însă fără să le demonstreze. În baza indicațiilor prof. V. S. Tulin, ing. N. Mereț [3] a dedus prin metoda sa formule pentru calculul valorii a o serie de elemente de bază la mașinile de extracție minieră cu schip acționate cu motor asincron.

Pentru a se efectua o comparare tehnico-economică a principalelor tipuri de mașini de extracție, a fost necesară o metodologie generală de calcul pentru elementele lor de bază, valabilă pentru toate tipurile existente, înzestrate fie cu schipuri, fie cu colivii și diferite sisteme de acționare electrică a acestora.

Suma valorilor tuturor elementelor de bază a tipului respectiv de instalație de extracție ne permite să aflăm valoarea ei totală și în consecință să avem posibilitatea de a face o comparare tehnico-economică asupra investițiilor pentru diferite tipuri de mașini de extracție minieră. În acest scop trebuiau deduse formulele valorii elementelor de bază ale instalațiilor de extracție cu colivii și ale instalațiilor de extracție cu schipuri, precum și formulele generale de calcul ale părților mecanice și electrice în întregime. Mai mult, metoda impunea să fie incluși în calcul și o serie de factori: influența pauzei, a utilizării diferitelor diagrame de viteză (cu 3, 4, 5, 7 perioade), eliminarea erorilor în calculul lungimii cablurilor de extracție, variația valorii specifice a cablurilor în funcție de diametrul lor etc.

Articolul de față tratează metoda generală de calcul a valorii fiecărui element de bază și a mașinii de extracție în întregime, atît pentru partea mecanică, cît și pentru partea electrică.

În stabilirea valorilor specifice ale elementelor de bază a mașinilor de extracție s-au utilizat cataloagele de prețuri din Uniunea Sovietică.

A. Partea mecanică a mașinilor de extracție

1. *Valoarea vaselor de extracție*

Valoarea vaselor de extracție se determină după expresia:

$$K_v = k_v \cdot n_v \cdot Q, \text{ mii ruble,} \qquad (1)$$

unde:

K_v este valoarea întreagă a vaselor de extracție, mii ruble;

k_v — valoarea specifică la tona de capacitate a vasului, mii ruble/tonă de capacitate a vasului;

n_v — numărul vaselor;

Q — capacitatea vasului, t.

* Se supune discuției

Capacitatea vasului corespunzătoare productivității orare R a mașinii de extracție minieră se definește după formula:

$$Q = \frac{T+\theta}{3\,600} \cdot R = \frac{RT}{3\,600}\left(1+\frac{\theta}{T}\right) =$$

$$= \frac{\varepsilon RT}{3\,600} = \frac{\varepsilon R \cdot \sqrt{\mu H}}{3\,600\sqrt{C}},\ \text{t}, \qquad (2)$$

unde:

$1+\frac{\theta}{T}=\varepsilon$ este coeficientul care indică influența pauzei; (3)

$C=\mu\frac{H}{T^2}=\frac{M\,H}{Q^2\,T^2}$ — coeficientul identic cu constanta regimului dinamic a lui M. M. Feodorov* (4)

μ — masa redusă la periferia organului de înfășurare;

H — înălțimea de extracție, m;

T — timpul de extracție (fără pauză), s:

R — capacitatea orară a mașinii de extracție, t/h.

În baza expresiilor (1) și (2) formula generală de calcul a valorii vaselor de extracție are forma:

$$K_v = k_g \frac{\beta\,\varepsilon\,n_v\,RT}{3\,600} = k_v \frac{n_v\,\varepsilon\,R\sqrt{\mu H}}{3\,600\sqrt{C}},\ \text{mii ruble}. \qquad (5)$$

Valoarea specifică k_v a unei tone de capacitate a vasului este egală cu:

$$k_v = \beta\,k_g, \qquad (6)$$

unde:

k_g este valoarea specifică a unei tone de greutate a vasului.

Pentru schipuri valoarea specifică k_v va fi **:

$$k_v = \beta k_g = 1 \cdot 2{,}84 = 2{,}84\ \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de capacitate a vasului}}, \qquad (7)$$

unde:

$\beta=\frac{Q_M}{Q}=1$, pentru schipuri, este coeficientul care arată de cîte ori greutatea moartă Q_M a vasului este mai mare decît capacitatea lui Q.

Pentru calculele care vor urma pentru schipuri, se va folosi $k_v = 3$ prin aceasta luîndu-se în considerare și ceilalți factori suplimentari.

Pentru colivii k_v este egal cu:

$$k_v = \beta k_g = 2 \cdot 5{,}4 = 10{,}8\ \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de capacitate a vasului}} \qquad (8)$$

unde:

$\beta=\frac{Q_M}{Q}=2$ pentru colivii;

Q_M — greutatea moartă a vasului, t.

În baza expresiilor (5), (7), (8) se poate afla expresia valorii vaselor pentru diferite tipuri de mașini de extracție (tabela 1).

Din tabela 1 reiese că valoarea vaselor este aceeași pentru toate tipurile de mașini de extracție în cazul cînd R, T și ε sînt egale. Valoarea coliviilor pentru aceeași capacitate a vaselor Q înălțime de extracție H și timpul T este mai mare aproximativ de 3,75 ori decît a schipurilor. Subliniem totodată că timpul optimal de extracție T nu este egal pentru toate instalațiile de extracție minieră, ceea ce determină o variație a capacității vaselor de extracție și a costurilor lor.

Tabela 1

Tipul mașinii de extracție	Simbolul	Valoarea întreagă a vasului	
		schipuri	colivii
Monocablu cu două vase	K_v^O	$\frac{\varepsilon R\sqrt{\mu H}}{600\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon RT}{600}$	$\frac{\varepsilon R\sqrt{\mu H}}{160} = \frac{\varepsilon RT}{160}$
Multicablu cu un vas de dublă capacitate	K_v^{M2}		
Multicablu cu două vase de capacitate nominală	K_v^{MO}		
Multicablu cu un vas de capacitate nominală două mașini de extracție	K_v^{2M1}		
Multicablu cu un vas de capacitate nominală o mașină de extracție	K_v^{M1}	$\frac{RH}{1200\,C} = \frac{2RT}{1200}$	$\frac{RH}{320\,C} = \frac{RT}{320}$

* Această formă a constantei dinamice C a fost dată de prof. G. M. Elancik și este identică, din punct de vedere fizic, cu cea dată de acad. M. M. Feodorov.

** Valorile specifice s-au luat din indicatorul Materiale și utilaje utilizate în industria minieră, vol. II partea I.

2. *Valoarea contragreutății*

Valoarea contragreutății se poate determina cu ajutorul formulei generale:

$$K_{cg} = k_{cg}\, Q = k_{op}\, \beta_{cg}\, Q = k_{op}\, \beta_{cg}\, \frac{\varepsilon R \sqrt{\mu H}}{3\,600\,\sqrt{C}} =$$

$$= k_{cg}\, \frac{\varepsilon R T}{3\,600}, \text{ mii ruble,;} \qquad (9)$$

unde:

$\beta_{cg} = \frac{2\beta + 1 + \beta_v}{2}$ este coeficientul care indică de cîte ori greutatea contragreutății este mai mare decît capacitatea vasului de extracție; (9 a)

$\beta_{cg} = \frac{2\beta + 1}{2} = 1{,}5$, pentru schipuri; (10 a)

$\beta_{cg} = \frac{2\beta + 1 + \beta_v}{2} = 2{,}5$, pentru colivii; (10 b)

$\beta_v = \frac{Q_{vm}\, n_{vm}}{Q} = 0{,}6$ este coeficientul care arată de cîte ori greutatea vagonetilor este mai mare decît capacitatea coliviei; (10 c)

$k_{op} = 1{,}92 \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă greutate a contragreutății}}$ — valoarea specifică a contragreutății conform catalogului sovietic de prețuri N3-02bMUP; (11 a)

$k_{cg} = \beta_{cg} \cdot k_{op} = 3{,}0 \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de capacitate schip}}$; (11 b)

$k_{cg} = \beta_{cg} \cdot k_{op} = 5{,}4 \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de capacitate colivie}}$; (11 c)

Q_{vm} — greutatea moartă a vagonetului, t;
n_{vm} — numărul de vagonete.

Valoarea contragreutății pentru două mașini de extracție multiplu, fiecare cu cîte un schip de capacitate nominală Q, se poate calcula după formula:

$$k_{cg} = \frac{\varepsilon R \sqrt{\mu H}}{1\,200\,\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R T}{1\,200}, \text{ mii ruble.} \qquad (12)$$

Pentru două mașini de extracție multicablu, fiecare cu cîte o colivie de capacitate nominală Q, K_{cg} se calculează după formula:

$$K_{cg} = \frac{\varepsilon R \sqrt{\mu H}}{665\,\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R T}{665}, \text{ mii ruble.} \qquad (13)$$

Din expresia de mai sus rezultă că în cazul cînd avem același timp de extracție $T\left(T = \sqrt{\frac{\mu H}{C}}\right)$ și aceeași productivitate orară a puțului R, valoarea contragreutății este egală cu jumătate din valoarea schipurilor și de patru ori mai mică ca a valorii coliviilor.

3. *Valoarea cablurilor*

Valoarea cablurilor instalației de extracție se determină după formula generală:

$$K_c = k_c\,(q_{ex} + q_{ec}) = k_c \cdot p \cdot H \cdot (\tau_1 + \tau_2) =$$

$$= k_c \cdot H \tau \frac{\beta_0 Q H}{L - H} = k_c \frac{\tau \beta_0\, \varepsilon R H \sqrt{\mu H}}{3\,600\,(L-H)\sqrt{C}} =$$

$$= k_c \frac{\tau \varepsilon \beta_0 R H T}{3\,600\,(L - H)}, \text{ mii ruble,} \qquad (14)$$

unde:

K_c este valoarea totală a cablurilor, mii ruble;
k_c — valoarea specifică a cablurilor, $\frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de cablu}}$;
$p = \frac{Q_0}{L - H} = \frac{\beta_0 Q}{L - H}$ — greutatea liniară a cablului; (15)
$\beta_0 = 1 + \beta$ — coeficientul care arată de cîte ori este mai mare sarcina statică neechilibrată decît capacitatea vasului de extracție; (16)

$\beta_0 = 2$, pentru schipuri;
$\beta_0 = 3$, pentru colivii;
$L - H$ — lungimea suplimentară de rezistență a cablului, m;
q_{ex} — greutatea cablului de extracție, t;
q_{ec} — greutatea cablului de echilibru, t;
H — înălțimea de extracție, m;
h_k — înălțimea pînă la axa moletei turnului, m;
l_s — lungimea corzii cablului la mașinile de extracție monocablu, m;
h_v — înălțimea vasului de extracție, m;
h_s — înălțimea buclei cablului de echilibru de la vas la punctul minim al ei, m;
h_d — distanța de la platforma inferioară pînă la schip cînd se află în poziția de încărcare, m;
$\tau = (\tau_1 + \tau_2)$ — coeficientul care arată de cîte ori este mai mare lungimea cablului de extracție (τ_1) și respectiv a cablului de echilibru (τ_2) decît înălțimea de extracție H.

Expresiile de calcul și valorile medii pentru compararea diferitelor sisteme de mașini de extracție minieră pentru τ_1, τ_2 și τ se prezintă în tabelele 2 și 3.

Formula generală de calcul a valorii cablurilor instalațiilor de extracție cu colivii este:

$$K_c = k_c \frac{\tau \varepsilon R H \sqrt{\mu H}}{1\,200\,(L - H)\sqrt{C}} = k_c \frac{\varepsilon \tau R H T}{1\,200\,(L - H)}, \text{ mii ruble,} \qquad (17)$$

Tabela 2

Tipul maşinilor de extracţie	Simbolul cablului	Lungimea cablului pentru instalaţia de extracţie respectivă, m	
		colivii	schipuri
Monocablu	L_{ex}^{O} (cablul de extracţie)	$2(H + h_k + l_s)$	$2(H + h_k + l_s + h_d)$
Multicablu	L_{ex}^{M} (cablul de extracţie)	$H + h_k$	$H + h_k + h_d$
Monocablu şi multicablu	L_{ec} (cablul de echilibru)	$H + 2h_s + h_v$	$H + 2h_s + h_d + h_v$

Tabela 3

Tipul instalaţiei de extracţie	Simbolul coeficienţilor	Pentru instalaţia de extracţie dată	
		colivii	schipuri
		A. Formule de calcul	
Monocablu	τ_1	$\frac{2(H + h_k + l_s)}{H}$	$\frac{2(H + h_k + l_s + h_d)}{H}$
Multicablu	τ_{1M}	$\frac{H + h_k}{H}$	$\frac{H + h_k + h_d}{H}$
Monocablu şi multicablu	τ_2	$\frac{H + 2h_s + h_v}{H}$	$\frac{H + 2h_s + h_v}{H}$
Monocablu şi multicablu cu două vase neechilibrate	τ_{on}	$\tau_{on} = \tau_1$	$\tau_{on} = \tau_1$
Monocablu şi multicablu cu două vase echilibrate	τ_{oe}	$\tau_{oe} = \tau_1 + \tau_2$	$\tau_{oe} = \tau_1 + \tau_2$
Multicablu cu un vas de contragreutate	τ_{Me}	$\tau_{Me} = \tau_{1M} + \tau_2$	$\tau_{Me} = \tau_{1M} + \tau_2$
		B. Pentru calcule comparative	
Monocablu	τ_1	$2 + \frac{110}{H}$	$2 + \frac{200}{H}$
Multicablu	τ_{1M}	$1 + \frac{35}{H}$	$1 + \frac{70}{H}$
Monocablu şi multicablu	τ_2	$1 + \frac{35}{H}$	$1 + \frac{40}{H}$
Multicablu cu două vase şi monocablu neechilibrată	τ_{on}	$2 + \frac{110}{H} = 2\left(1 + \frac{55}{H}\right)$	$2\left(1 + \frac{85}{H}\right)$
Multicablu cu două vase şi monocablu echilibrată	τ_{oe}	$3\left(1 + \frac{50}{H}\right)$	$3\left(1 + \frac{80}{H}\right)$
Multicablu cu un vas şi contragreutate echilibrată	τ_{Me}	$2 + \frac{75}{H} = 2\left(1 + \frac{35}{H}\right)$	$2\left(1 + \frac{55}{H}\right)$

Formula generală de calcul a valorii cablurilor instalaţiilor de extracţie cu schipuri este :

$$K_c = k_c \frac{\tau \varepsilon R H \sqrt{\mu H}}{1\,800 \sqrt{C(L - H)}} = k_c \frac{\tau \varepsilon R H T}{1\,800 (L - H)}, \text{ mii ruble.} \quad (18)$$

În conformitate cu GOST-urile în vigoare, valoarea specifică a cablurilor depinde de diametrul, construcţia şi tensiunea limită admisă a lui. Expresia mai precisă a valorii specifice a cablurilor în baza standardelor în vigoare, în limita erorilor de calcul de proiectare, se recomandă să se calculeze după formula :

$$k_c = k_0 + \operatorname{tg} \alpha_k \cdot d_k, \quad (19)$$

unde :

k_0 este valoarea specifică a cablului de extracţie cu diametrul de referinţă (primul din GOST), mii ruble/tonă cablu ;

d_k — diametrul cablului ales, mm ;

$\alpha_k = \frac{\Delta k_c}{\Delta d_k}$ — creşterea valorii unei tone de cablu în raport cu creşterea diametrului faţă de diametrul de referinţă;

k_c — valoarea specifică a cablului ales, mii ruble/tonă.

Pentru compararea diferitelor tipuri de instalaţii de extracţie, în baza relaţiei (14) şi a GOST-ului în vigoare, s-au luat următoarele mărimi medii de valori specifice de cabluri:

a — cabluri rotunde pentru instalaţii de extracţie monocablu: $k_c = 0{,}3 \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de cablu}}$;

b — cabluri închise pentru instalaţii de extracţie multicablu: $k_c = 0{,}4 \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de cablu}}$;

c — cabluri cu toroane fasonate: $k_c = 0{,}35 \frac{\text{mii ruble}}{\text{tonă de cablu}}$.

Lungimea corzii cablului nu trebuie să depăşească 35 — 55 m şi pentru calculele de comparare s-a luat valoarea medie $l_s = 30$ m. Distanţa h_d, conform desenelor de execuţie a buncărelor, se află între 6 şi 12 m şi în calculele de comparare s-a luat $h_d = 9$ m.

Înălţimea h_v a coliviilor, în conformitate cu standardele, variază între 2,5 şi 5,5 m, iar în calculele comparative s-a luat egală cu 3,5 m. Înălţimea h_v a schipurilor, în conformitate cu standardele, are valori între 2,25 şi 12 m; în medie, pentru compararea instalaţiilor de extracţie, s-a luat egală cu 8 m.

În tabela 4 se prezintă, în conformitate cu standardele sovietice în vigoare, înălţimea turnului h_R. Din datele de mai sus se observă că

Tabela 4

Tipul instalaţiei de extracţie	Capacitatea maximă, t	Înălţimea turnului h_k, m	Valoarea medie pentru calculele comparative h_k, m
Monocablu cu colivii	8	13 pînă la 30	25
Monocablu cu schipuri	25	30 pînă la 60	45
Multicablu cu colivii	8	30 pînă la 40	35
Multicablu cu schipuri	25	50 pînă la 75	60

valorile medii care s-au luat duc la erori foarte mici.

În conformitate cu formulele de mai sus, în tabela 5 s-au dat expresiile de calcul a valorii cablurilor pentru toate tipurile de instalaţii de extracţie minieră care se utilizează în mod curent.

În cazul cînd se iau aceleaşi valori pentru timpul de extracţie T, capacitatea orară R, expresia $L - H$ şi pauza ε din tabela 5 rezultă următoarele concluzii mai importante:

1. Valoarea completă a cablurilor instalaţiilor de extracţie cu multicablu cu colivii şi schipuri, în comparaţie cu cele care rezultă în cazul instalaţiilor de extracţie monocablu neechilibrate, creşte aproximativ de 2,70 ori, iar cînd ultimele sînt echilibrate — de 1,75 ori. În instalaţiile multicablu cu două vase, valoarea completă a cablurilor, faţă de cele ale instalaţiilor de extracţie monocablu cu două vase, creşte de 1,3 — 1,5 ori. Valoarea completă a cablurilor instalaţiilor de extracţie multicablu

Tabela 5

Tipul instalaţiei de extracţie	Simbol	Valoarea cablurilor instalaţiei de extracţie, mii ruble	
		colivii	schipuri
Monocablu cu două vase neechilibrate	K_c^0	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{55}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{2000\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{55}{H}\right)HT}{2000\,(L-H)}$	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{100}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{3000\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{100}{H}\right)HT}{3000\,(L-H)}$
Monocablu şi multicablu cu două vase echilibrate	K_c^{M0}	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{50}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{1333\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{50}{H}\right)HT}{1333\,(L-H)}$	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{80}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{2000\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{80}{H}\right)HT}{2000\,(L-H)}$
Multicablu cu un vas de capacitate nominal	K_c^M	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{35}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{1500\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{35}{H}\right)HT}{1500\,(L-H)}$	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{80}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{2250\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{80}{H}\right)HT}{2250\,(L-H)}$
Multicablu cu un vas de capacitate dublă sau două maşini multicablu cu un vas de capacitate nominală	K_c^{2M1} K_c^{2M}	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{35}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{750\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{35}{H}\right)HT}{750\,(L-H)}$	$\frac{\varepsilon R\left(1+\frac{55}{H}\right)H\sqrt{\mu H}}{1125\,(L-H)\sqrt{C}} = \frac{\varepsilon R\left(1+\frac{55}{H}\right)HT}{1125\,(L-H)}$

cu un vas creşte, faţă de aceea a instalaţiilor de extracţie multicablu cu două vase, de 1,33 ori.

2. Valoarea completă a cablurilor instalaţiilor cu schipuri este mai mică de 1,5 ori faţă de cazul cînd se utilizează coliviile.

3. Precizările aduse în cazul valorii complete a costului cablurilor au ca rezultat eliminarea erorilor mari. Astfel, numai calculul mai precis al lungimii cablurilor faţă de calculele orientative, cînd în afară de înălţimea de extracţie H celelalte mărimi ($\varepsilon\,\tau$) se neglijează, ne permite să evităm în valoarea completă, în cazul variaţiei înălţimii de extracţie de la 1 000 la 100 metri, următoarele erori (%):

	1 000 m	100 m
— instalaţia de extracţie cu colivii,	3,5—5,5	35—55;
— instalaţia de extracţie cu schipuri,	5,5—10,5	55—105.

4. Erorile neînsemnate care rezultă din expresiile prezentate în tabela 5 faţă de cele reale, cînd nu se utilizează valori medii, fiind aceleaşi pentru fiecare tip de maşină, nu au importanţă deosebită în compararea instalaţiilor de extracţie minieră. Cînd este necesar să efectuăm un calcul precis, este recomandabil să se utilizeze relaţia (19). Ponderea costului cablurilor în costul total al maşinii de extracţie este mică şi de aceea creşterea valorii cablurilor în cazul instalaţiilor de extracţie multicablu nu duce la erori apreciabile.

4. *Valoarea reductorului*

Valoarea reductorului este direct proporţională cu sarcina statică ce o transmite şi, în conformitate cu expresiile de mai sus, se poate calcula după formula generală:

$$K_r = k_r \cdot \frac{k Q_{ne} D}{2} = k_r \frac{k U_v A_K \sqrt{\beta_0}\, \beta_D \cdot \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}}{2\sqrt{n_p (L-H)}\, 3\,600 \cdot 10^3 \sqrt{3{,}6}} =$$

$$= k_r \frac{k U_v A_K \sqrt{\beta_0}\, \beta_D}{1{,}365 \cdot 10^7 \sqrt{n_p (L-H)}} \times \sqrt{\varepsilon^3 R^3 \sqrt{\frac{\mu^3 H^3}{C^3}}} =$$

$$= k_r \frac{k U_v A_K \sqrt{\beta_0}\, \beta_D}{1{,}365 \cdot 10^7 \sqrt{n_p (L-H)}} \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}, \text{ mii ruble,} \quad (20)$$

unde:

$$D = \frac{\beta_D A_K \sqrt{p}}{10^3 \sqrt{n_p}} = \frac{\beta_D A_K \sqrt{\beta_0}}{10^3 \sqrt{n_p}} \cdot \sqrt{\frac{\varepsilon R T}{3{,}6 (L-H)}}$$ este diametrul organului de înfăşurare, m; (21)

Q_{ne} — sarcina statică neechilibrată, t;

$U_v = 1$ pentru instalaţii de extracţie monocablu cu două vase;

$U_v = {}^1/_2$ — instalaţii de extracţie multicablu cu un vas;

$k_r = 0{,}75$ — valoarea specifică a reductorului [1], $\frac{\text{mii ruble}}{\text{1 tonă metru}}$;

n_p — numărul cablurilor de extracţie;

$\beta_D = \frac{D}{d} \geqslant 144$, la instalaţii monocablu pentru transportul personalului şi al materialelor; (22 a)

$\beta_D = \frac{D}{d} \geqslant 166$, la instalaţii monocablu pentru transportul de util şi steril; (22 b)

$\beta_D = 64 + 30H10^{-3}$, la instalaţii de extracţie multicablu [6]. (22 c)

În cazul a două instalaţii de extracţie multicablu cu un vas şi al unei maşini de extracţie multicablu cu două vase, expresia (20) are următoarea formă;

$$K_r = \frac{0{,}55 \cdot 10^{-7}\, \beta_D A_K k \sqrt{\beta_0}}{\sqrt{n_p (L-H)}} \cdot \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}. \quad (23)$$

Pentru diferite tipuri de cabluri de extracţie expresia (23) devine:

pentru cabluri închise:

$$K_r = \frac{1{,}75 \cdot 10^{-8} (64 + 30\,\text{H} \cdot 10^{-3})\, k \sqrt{\beta_0}}{\sqrt{n_p}} \sqrt{R^3 T^3 \varepsilon^3},$$

mii ruble, (24)

pentru cabluri cu toroane fasonate:

$$K_r = \frac{1{,}95 \cdot 10^{-8} (64 + 30H \cdot 10^{-3})\, k \sqrt{\beta_0}}{\sqrt{n_p}} \sqrt{R^3 T^3 \varepsilon^3}. \quad (25)$$

În cazul utilizării instalaţiilor de extracţie multicablu cu un vas de dublă capacitate, expresia (20) devine:

$$K_r = k_r \frac{k \beta_D A_K 1 \cdot 2Q}{2 \cdot \sqrt{n_p} \cdot 2} \sqrt{\frac{\beta_0 2Q}{L-H}} =$$

$$= \frac{0{,}78 \cdot 10^{-7} k\, \beta_D \sqrt{\beta_0}\, A_K}{\sqrt{n_p (L-H)}} \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}, \text{ mii ruble.} \quad (26)$$

Formulele de calcul ale valorii complete a reductorului pentru diferite tipuri de instalaţii de extracţie se prezintă în tabela 6.

Pentru valori identice ale lui T, ε, R şi ale expresiei $L - H$ din datele de mai sus reies următoarele concluzii:

a) Valoarea reductorului a două maşini de extracţie multicablu cu un vas de capacitate nominală este aceeaşi ca la o instalaţie de extracţie multicablu cu două vase şi este mai mică de $\sqrt{2}$ ori decît în cazul instalaţiilor de extracţie multicablu cu vas de capacitate dublă.

b) În cazul utilizării de cabluri închise, valoarea reductorului instalaţiilor de extracţie multicablu, este mai mică teoretic în medie cu 1,15 ori decît în cazul utilizării cablurilor cu toroane fasonate, însă practic este aceeaşi.

c) Cu cît capacitatea vasului este mai mare cu atît costul reductorului instalaţiilor de extracţie multicablu creşte mai puţin datorită

Tabela 6

Tipul instalației de extracție	Simbolul	Formule de calcul			
		colivii		schipuri	
Monocablu	K_r^O	$0{,}6 \cdot 6 \cdot 10^{-5} E$		$0{,}5 \cdot 5 \cdot 10^{-5} E$	
		cabluri cu toroane fasonate		cabluri închise	
		colivii	schipuri	colivii	schipuri
Multicablu cu două vase și două mașini multicablu cu un vas de capacitate nominală	K_r^{MO}	$n_p = 4$ $2{,}2 \cdot 10^{-8} \beta_D E$**	$n_p = 4$ $1{,}55 \cdot 10^{-8} \beta_D E$	$n_p = 4$ $2{,}0 \cdot 10^{-8} \beta_D E$	$n_p = 4$ $1{,}4 \cdot 10^{-8} \beta_D E$
	K_r^{2M1}	$n_p = 6$ $1{,}8 \cdot 10^{-8} \beta_D E$	$n_p = 6$ $1{,}25 \cdot 10^{-8} \beta_D E$	$n_p = 6$ $1{,}6 \cdot 10^{-8} \beta_D E$	$n_p = 6$ $1{,}13 \cdot 10^{-8} \beta_D E$
Multicablu cu un vas de capacitate dublă	K_r^{2M}	$\sqrt{2} \cdot K_r^{2M1} = \sqrt{2} \cdot K_r^{MO}$	$\sqrt{2} \cdot K_r^{2M1} = \sqrt{2} \cdot K_r^{MO}$	$\sqrt{2} \cdot K_r^{2M1} = \sqrt{2} \cdot K_r^{MO}$	$\sqrt{2} \cdot K_r^{2M1} = \sqrt{2} \cdot K_r^{MO}$
Multicablu cu un vas de capacitate nominală o mașină	K_r^{M1}	$\frac{1}{2} K_r^{2M1}$	$\frac{1}{2} K_r^{2M1}$	$\frac{1}{2} K_r^{2M1}$	$\frac{1}{2} K_r^{2M1}$

măririi numărului de cabluri de extracție; cînd numărul cablurilor de extracție crește de la 4 la 6, valoarea reductorului se micșorează în medie de 1,2 ori. Valoarea reductorului este mai mică cu cît valoarea raportului $\beta_D = \frac{D}{d}$ este mai mică.

d) Valoarea completă a reductorului instalațiilor de extracție cu colivii este de 1,3 — 1,4 ori mai mare decît a celor cu schipuri.

e) Valoarea completă a reductorului instalațiilor de extracție multicablu cu schipuri utilate cu cabluri de extracție închise, în cazul variației înălțimii de extracție între 100 și 1 000 m este de 3,7 — 5,35 ori mai mic decît la instalațiile de extracție monocablu cu schipuri; în cazul cablurilor cu toroane fasonate el este mai mic de 3,25 — 5 ori.

Valoarea completă a reductorului instalațiilor de extracție multicablu cu colivii utilate cu cabluri închise este mai mică în medie cu 3,4 — 5,3 ori decît la instalațiile de extracție monocablu cu colivii, iar în cazul cablurilor cu toroane fasonate — în medie cu 3,0 — 4,7 ori.

Unele neînțelegeri se pot ivi pe marginea valorilor luate pentru raportul $\beta_D = \frac{D}{d}$ pentru instalații de extracție monocablu. Aceasta se datorește faptului că în realitate diametrul tobei instalațiilor de extracție monocablu se calculează din necesitatea de a înfășura pe tobă o lungime de cablu egală cu înălțimea de extracție H și a limitei permise presiunii cablului asupra căptușelii și nu după prevederile N.T.S. care dau valori mult mai mici.

5. *Valoarea organului de înfășurare**

Valoarea completă a organului de înfășurare (fără reductor) se poate calcula din expresiile (20), (23) și (26), avîndu-se în vedere recomandările prof. V. S. Tulin [1]:

$K_{or} = 3K_r$, pentru instalații de extracție monocablu; (27)

$K_{or} = 2K_r$, pentru instalații de extracție multicablu; (28)

unde:

K_{or} este valoarea completă a organului de înfășurare.

În conformitate cu expresiile (27) și (28), în tabela 7 se prezintă formulele de calcul ale valorii organului de înfășurare pentru sistemele de instalații de extracție comparate.

Pe baza datelor de mai sus se pot desprinde următoarele concluzii mai importante:

— valoarea completă a organului de înfășurare a instalației de extracție multicablu este mai mică în medie cu 4,5 — 8,5 ori decît în cazul instalațiilor de extracție monocablu;

— toate raporturile între valorile complete ale organelor de înfășurare pentru diferite tipuri de mașini de extracție păstrează același caracter ca în cazul valorilor reductoarelor, fiind însă de valori mai mari.

6. *Valoarea completă a părții mecanice a instalațiilor de extracție minieră*

În conformitate cu expresiile valorilor elementelor de bază (5), (9), (14), (20), (27) și (28),

* inclusiv frînele

** $E = \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}$

Tabela 7

Tipul instalației de extracție	Simbol	Formule de calcul			
		colivii		schipuri	
Monocablu	K_{or}^{O}	$1{,}9 \cdot 10^{-5}\ E$		$1{,}685 \cdot 10^{-5}\ E$	
		cablu cu toroane fasonate		cablu închis	
		colivii	schipuri	colivii	schipuri
Multicablu cu două vase și două mașini multicablu cu un vas de capacitate nominală	K_{or}^{MO}	$n_p = 4$ $4{,}4 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$	$n_p = 4$ $3{,}1 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$	$n_p = 4$ $4{,}0 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$	$n_p = 4$ $2{,}8 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$
	K_{or}^{2M1}	$n_p = 6$ $3{,}6 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$	$n_p = 6$ $2{,}5 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$	$n_p = 6$ $3{,}2 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$	$n_p = 6$ $2{,}25 \cdot 10^{-8}\ \beta_D\ E$
Multicablu cu un vas de capacitate dublă	K_{or}^{2M}	$\sqrt{2}\ K_{or}^{2M1}$	$\sqrt{2}\ K_{or}^{2M1}$	$\sqrt{2}\ K_{or}^{2M1}$	$\sqrt{2}\ K_{or}^{2M1}$
Multicablu cu un vas de capacitate nominală o mașină de extracție	K_{or}^{r}	$\frac{1}{2}\ K_{or}^{M1}$	$\frac{1}{2}\ K_{or}^{M1}$	$\frac{1}{2}\ K_{or}^{M1}$	$\frac{1}{2}\ K_{or}^{M1}$

formula generală de calcul a valorii părții mecanice a instalației de extracție minieră este:

$$K_{mec} = \frac{\varepsilon R T}{3\,600}\left[k_v n_v + k_{cg} + \frac{k_c \tau \beta_0 H}{L - H}\right] + \frac{0{,}735 \cdot 10^{-3} k A_K U_v \sqrt{\beta_0}\,\beta_D}{\sqrt{n_p (L-H)}} \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3},\ \text{mii ruble},\quad (29)$$

În cazul instalațiilor de extracție cu schipuri formula (29) devine:

$$K_{mec} = \frac{\varepsilon R T}{1\,200}\left[3 + \frac{k_c + \tau \beta_0 H}{1{,}5(L-H)}\right] + \frac{1{,}02 \cdot 10^{-3} k A_K \sqrt{\beta_0}\,\beta_D}{\sqrt{n_p (L-H)}} \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}\ \psi k_r,\ \text{mii ruble},\quad (30)$$

Pentru instalații de extracție cu colivii, formula (29) ia forma:

$$K_{mec} = \frac{\varepsilon R T}{1\,200}\left[9{,}35 + \frac{k_c \tau \beta_0 H}{(L-H)}\right] + \frac{1{,}25 \cdot 10^{-3} k A_K \sqrt{\beta_0}\,\beta_D}{\sqrt{n_p (L-H)}} \cdot \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}\ \psi k_r,\ \text{mii ruble},\quad (31)$$

unde:

$$\psi = 1 + \psi_r \quad (32)$$

$$\psi_r = \frac{k_{or}}{k_r}.$$

Concluzii

Din analiza elementelor de bază a principalelor tipuri de instalații de extracție minieră reies următoarele concluzii mai importante:

1. Avantajele tehnice și de exploatare ale instalațiilor de extracție multicablu, îndeosebi cele cu un vas, sînt neîndoielnice și acest fapt a fost demonstrat clar în lucrările menționate în bibliografie.

Volumul de investiții pe care-l necesită diferite tipuri de mașini de extracție nu a avut o fundamentare economică științifică. Prezenta lucrare ne permite să ne dăm seama care sînt avantajele din punct de vedere economic pe care le au instalațiile de extracție multicablu (în prima fază ocupîndu-ne numai de valoarea părții mecanice).

2. Costul părții mecanice a instalațiilor de extracție multicablu cu un vas de capacitate nominală, compusă din două mașini de extracție, este net mai mic decît al instalațiilor de extracție monocablu, dat fiind faptul că elemente cu ponderea cea mai mare (vasele, reductorul, organele de înfășurare) au valori mult mai mici la primele decît la ultimele. De asemenea, se poate afirma că instalația multicablu cu un vas de capacitate nominală necesită investiții mai mici decît în cazul cînd vasul se ia de dublă capacitate și decît în cazul instalațiilor multicablu cu două vase de capacitate nominală, datorită faptului că ultimele lucrează cu viteze mai mici și necesită un timp de extracție T mai mare.

3. Costul părții mecanice a instalațiilor de extracție cu schipuri este net mai mic decît al instalațiilor de extracție cu colivii, fapt care demonstrează tendința pe scară mondială de utilizare a schipurilor sau de înlocuire a coliviilor cu ele la toate puțurile prevăzute pentru extracție de steril și util.

4. Proporțiile între mărimile valorilor părții mecanice a diferitelor tipuri de instalații de extracție, calculate pentru diferite înălțimi de extracție H și capacități de vase Q, dau unele variații față de cele enumerate în analiza valorilor elementelor de bază a instalațiilor de extracție minieră, dar ele nu sînt de așa natură încît să modifice concluziile de principiu enunțate mai sus.

BIBLIOGRAFIE

[1] Tulin, V. S. *Bazele teoretice ale acționării automatizate a instalațiilor de extracție multicablu.* (Disertație de doctor în științe). Moscova, 1962.

[2] Elancik, G. M. *Bazele teoretice ale acționării automatizate ale instalațiilor de extracție minieră echilibrate pentru mine adînci.* (Disertație de doctor în științe). Moscova, 1954.

[3] Mineu, I. *Instalații de extracție multicablu și posibilitățile de utilizare a acestora la minele din R.P.R.* Revista Minelor nr. 2 și nr. 6, 1963.

[4] Mereț, N. *Domeniul de utilizare a instalațiilor de extracție minieră monocablu și multicablu.* (Disertație de candidat în științe). Moscova, 1963.

[5] GOST 766—55; 7681—55; 7584—55; 2688—55; 3085—55; 3087—55; 10506—63; 10507—63; 10508—63.

[6] Țepeluș, P. *Unele probleme pe care le ridică progresul tehnic în domeniul mașinilor de extracție față de normele de tehnica securității.* Revista Minelor, nr. 12, 1964.

[7] * * * *Materiale și utilaje în industria minieră.* Vol. I și II Ugletehizdat, 1956 și 1957.

[8] * * * *Indreptar pentru lucrări miniere.* Vol. I, II, III. Moscova, 1961—1962.

Metodă modernă de analiză a materiei prime minerale — analiza spectrală de emisie

Ing. *B. DAVID*

Sarcinile trasate de cel de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn, privind activitatea geologică, prevăd creșterea continuă a potențialului rezervelor de materii prime minerale, pentru satisfacerea cerințelor mereu crescînde ale industriei grele.

Prospectarea și explorarea solului și subsolului, în vederea descoperirii de noi rezerve minerale, de asigurare a unei calități superioare a acestora, cu un maxim de certitudine la evaluare, implică folosirea metodelor celor mai eficiente de cercetare.

O importanță deosebită în coordonarea corectă a cercetărilor geologice o are activitatea de laborator. Analiza precisă și rapidă a probelor permite o dirijare eficientă a lucrărilor geologice. Ultimul deceniu se caracterizează printr-un curent favorabil introducerii pe scară largă a metodelor fizice de analiză, care prin caracteristicile lor de bază, productivitate ridicată, sensibilitate și precizie superioare, preț de cost redus, cuceresc, alături de metodele clasice, un loc de frunte în practica geologică.

Articolul de față urmărește să prezinte una dintre cele mai apreciate metode moderne de analiză — analiza spectrală de emisie — pentru a furniza geologului o serie de indicații necesare orientării sale în alegerea judicioasă a celor mai adecvate metode de urmărire a activității sale de prospectare sau explorare.

Principiul metodei

Analiza spectrală de emisie realizează determinarea compoziției chimice a substanțelor prin studiul spectrului de emisie al acestora. Întrucît substanțele supuse analizei — în cazul nostru eșantioanele geologice — reprezintă corpuri compuse, lumina emisă de către acestea va avea un caracter complex, fiind o sumă de radiații de diferite lungimi de undă. Această lumină emisă, descompusă prin intermediul prismelor sau al rețelelor de difracție, permite obținerea așa-numitului spectru, care reprezintă în ultimă instanță tabloul analitic al probei cercetate.

Orice corp, adus într-o anumită stare, poate deveni o sursă de lumină. Unul din factorii de bază de care depinde emisia spectrală este temperatura la care se află corpul. Un metal, adus treptat la o temperatură ridicată, ne oferă un exemplu tipic. De la o anumită temperatură metalul devine incandescent, iar emisia luminoasă — evidentă. Trecînd această lumină printr-o prismă, obținem spectrul continuu al metalului incandescent, în care culorile trec continuu una într-alta. Spectrele continue sînt caracteristice substanțelor în stare solidă sau lichidă, care emit lumină de toate lungimile de undă posibile. Dacă temperatura continuă să crească, eșantionul începe să treacă în stare gazoasă. În această stare, substanțele emit lumină formată numai din radiații de anumite lungimi de undă. Atomii din gaz emit lumină care, descompusă de prismă, dă naștere unui spectru de linii. În cazul cînd în gaz se găsesc molecule nedisociate, spectrul obținut va fi format din benzi, care la rîndul lor sînt grupuri de linii spectrale, foarte apropiate între ele.

Aspectul de linii paralele, pe care-l oferă un astfel de spectru obținut, se datorește faptului că aparatele spectrale trimit lumina emisă în prismă printr-o fantă îngustă, a cărei imagine este redată de radiațiile de diferite lungimi de undă, sub formă de linii spectrale.

La baza analizei spectrale de emisie stă faptul că fiecare element prezintă un spectru propriu caracteristic, care diferă de spectrele celorlalte elemente prin poziţia liniilor sale, aceasta din urmă fiind în funcţie de lungimea de undă a radiaţiilor emise. În figura 1 este dată

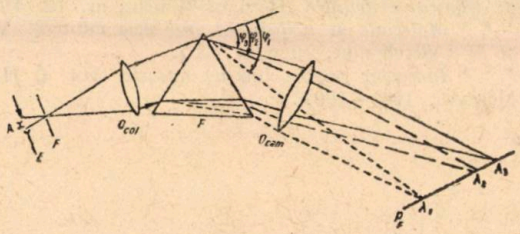


Fig. 1. Schema principială de obţinere a spectrului de linii pe placa fotografică:

A – arcul electric; *E* – electrozii; *F* – fanta; O_{col} – obiectivul colimator (trimite lumina compusă a arcului, sub forma unui fascicol paralel, spre prismă); P – prisma pentru descompunerea luminii în radiaţiile componente (radiaţiile cu lungimi de undă mai mici sînt deviate mai puternic decît cele cu lungimi de undă mai mari – în figură $\lambda_1 < \lambda_2 < \lambda_3$ şi, în mod corespunzător, $\varphi_1 > \varphi_2 > \varphi_3$); O_{cam} – obiectivul camerei (focalizează radiaţiile emise pe placa fotografică, în funcţie de lungimile de undă); P_F – placa fotografică.

schema principială de obţinere a spectrului de linii pe placa fotografică.

În figura 2 se poate vedea o porţiune din spectrul fierului, aşa cum se obţine pe placa fotografică.

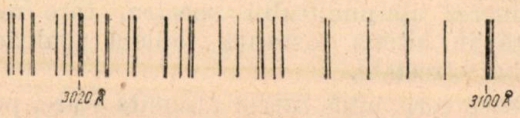


Fig. 2. Spectrul fierului în domeniul 3 000 – 3 100 Å.

Spectrul fierului, avînd un mare număr de linii spectrale bine studiate într-un diapazon larg de lungimi de undă, a fost ales drept spectru de referinţă, reprezentînd în sine o scară a lungimilor de undă şi servind la descifrarea spectrelor probelor analizate.

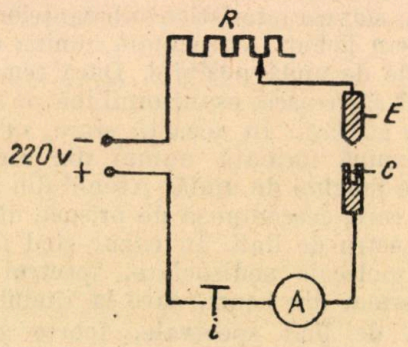


Fig. 3. Schema de alimentare a arcului:

R – reostat pentru reglarea curentului; *A* – ampermetru; *i* – întrerupător; *E* – electrozi; *c* – craterul cu probă.

Obţinerea spectrului

Pentru a aduce în stare de excitare, pulberile de analizat se introduc de obicei în circuitul electric al unui arc de curent continuu sau alternativ. Pentru aceasta, arcul se aprinde între doi electrozi de grafit, proba fiind introdusă în cavitatea electrodului inferior (fig. 3).

Datorită temperaturii ridicate, dezvoltate de arcul electric (4 000 – 7 000°C), are loc trecerea în stare gazoasă a materialului probei. Atomii excitaţi termic, neputînd rămîne în această stare decît un timp foarte redus (10^{-8} s), restituie energia termică ce li s-a comunicat sub formă de energie luminoasă. Această lumină emisă este îndreptată înspre fanta de intrare a spectrografului şi prin intermediul prismei, descompusă în radiaţiile componente (fig. 1) şi înregistrată sub forma spectrului de linii pe placa fotografică.

Analiza spectrală calitativă

Decelarea pe calea analizei spectrale de emisie a prezenţei în probă a diferitelor elemente se rezumă la un studiu comparativ între un spectru al fierului şi spectrul probei de analizat. Ambele spectre se fotografiază pe aceeaşi placă, spectrul fierului servind drept scară de referinţă a lungimilor de undă. În figura 4 sînt repre-

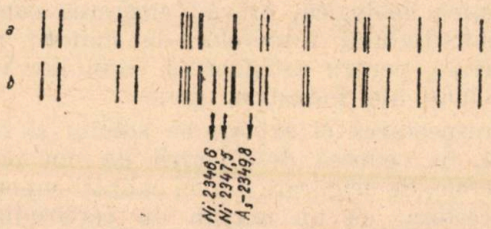


Fig. 4:

a – spectrul fierului; *b* – spectrul unei probe de minereu.

zentate porţiuni din spectrul fierului şi spectrul unei probe de minereu conţinînd, pe lîngă fier, arsen şi nichel.

Urmărind amplasarea liniilor din proba de analizat faţă de bine-cunoscutele linii din spectrul fierului, prin apreciere sau prin măsurători, se poate stabili lungimea de undă a liniilor spectrale cercetate. Astfel, în figura 4 se poate observa că în spectrul probei, în afară de linii de fier există şi alte linii care, prin stabilirea lungimilor de undă, se constată că aparţin elementelor Ni şi As. Acest lucru se realizează cu ajutorul tabelelor de linii spectrale ale elementelor.

Pentru înlesnirea descifrărilor, în afara tabelelor de linii spectrale, au fost editate atlase de linii spectrale, în care fotografia spectrului fierului este completată cu linii indicatoare a poziţiei celor mai importante linii spectrale ale elementelor.

În figura 5 redăm o porţiune din spectrul unei planşe dintr-un atlas de linii spectrale. Aceste atlase sînt editate, de regulă, la o dimensiune a fotografiilor corespunzătoare cu cea a proiecţiei obţinute la spectroproiectoarele cu-

rente, pentru a permite o suprapunere a spectrului proiectat de pe placă cu spectrul atlasului, înlesnind în acest mod descifrarea calitativă.

Liniile spectrale diferă între ele nu numai poziţional (respectiv prin lungimea de undă a

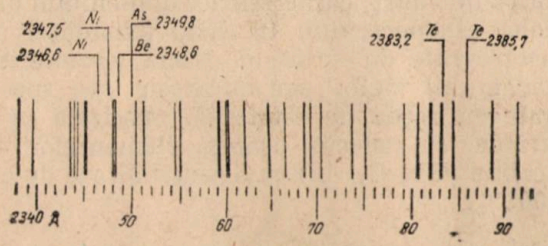


Fig. 5. Fragment dintr-o planşă de atlas de linii spectrale în domeniul 2 338 — 2 392 Å.

radiaţiei), ci şi prin intensitatea lor. Această intensitate diferenţiată este reflectată în figura 2, unde se observă un grad diferit de înnegrire a liniilor spectrale ale fierului. În scopuri analitice se utilizează un număr limitat de linii pentru fiecare element şi anume, acele linii a n a l i t i c e sau u l t i m e care, o dată cu micşorarea concentraţiei elementului considerat, dispar cele din urmă din spectru. Trebuie reţinut faptul că concentraţia minimă la care dispar liniile analitice este diferită de la element la element şi depinde în mare măsură de condiţiile de lucru alese.

Analiza spectrală cantitativă

Analiza spectrală cantitativă are la bază proporţionalitatea care există — între anumite limite de concentraţii — între concentraţia elementului dozat şi intensitatea emisiei spectrale. Analiza spectrală de emisie este o metodă relativă, ea efectuîndu-se prin intermediul unor etaloane (probe cu concentraţii cunoscute în elementele cercetate sau etaloane sintetice, pregătite în laborator din substanţe pure). Pe placa fotografică pe care se înregistrează probele de analizat, se înregistrează şi o garnitură de etaloane, de diferite concentraţii. Întrucît există o proporţionalitate între înnegrirea plăcii fotografice şi cantitatea de lumină incidentă, proporţională la rîndul său cu intensitatea emisiei spectrale, prin intermediul etaloanelor se trasează curba de etalonare care stă la baza evaluării concentraţiei elementului căutat. Practic, măsurarea înnegririi liniei elementului dozat se face cu ajutorul microfotometrului. În

S	C%
20	E_1 - 0,001
37	E_2 - 0,003
57	E_3 - 0,01
77	E_4 - 0,03
98	E_5 - 0,1
126	E_6 - 0,3
144	E_7 - 1,0
50	P_1 - x
130	P_2 - y

Fig. 6. Spectrul liniei analitice din şapte etaloane şi două probe.

dozările semicantitative aprecierea se face la ochi.

În figura 6 se poate urmări scara înnegririlor care se obţine fotografiind o garnitură de şapte etaloane cu concentraţii în elementul dozat variind între 0,001 şi 1,0 %. Alături de etaloane sînt şi spectrele a două probe. Printr-o apreciere la ochi se observă că linia probei P_1 se încadrează între etalonul E_2 şi etalonul E_3, iar linia probei P_2 între etaloanele E_6 şi E_7. Prin urmare, am putea da rezultatele informative pentru cele două probe în felul următor:

$$(P_1)\ x = 0{,}003 - 0{,}01\,\%;$$

$$(P_2)\ y = 0{,}3 - 1{,}0\,\%.$$

Pentru a asigura o precizie corespunzătoare cerinţelor faţă de analizele cantitative, înnegririle liniilor (S-urile) se măsoară cu ajutorul unor aparate speciale — microfotometre. Valorile citite cu microfotometrul se transpun pe un grafic $S = f(C)$ trasîndu-se curba de etalonare.

Din figura 7 se poate vedea felul în care se trasează o curbă de etalonare şi modul de sta-

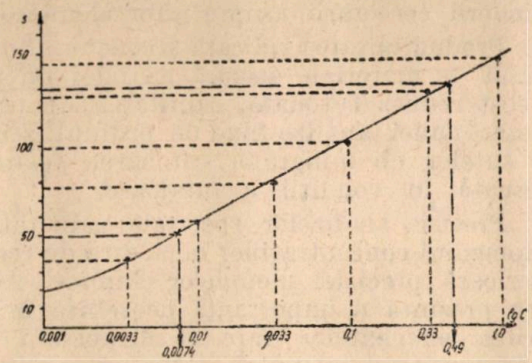


Fig. 7. Graficul de etalonare pentru dozări cantitative.

bilire a concentraţiilor necunoscute. Prin intermediul curbei trasate găsim valorile exacte ale necunoscutelor elementului dozat:

$$x = 0{,}0074\,\% \text{ şi } y = 0{,}49\,\%.$$

Întrucît în practica analizelor de serie realizarea unor condiţii riguros identice de excitare a probelor este o problemă dificilă, iar variaţiile întîmplătoare, care apar în procesul analitic, generează erori importante la interpretarea spectrogramelor, s-a propus un procedeu extrem de valoros şi anume acela al m a r t o r u l u i i n t e r n .

Pentru aceasta, atît în probele de analizat, cît şi în etaloane, se introduce un element *m a r t o r* în cantitate constantă, similar ca şi comportare cu elementul cercetat, dar absent în probele analizate. Deoarece în cazul unor variaţii ale condiţiilor de excitare de la probă la probă elementul martor este supus aceloraşi

influenţe ca şi elementul cercetat, raportul lor rămîne invariabil. Acest raport, exprimat prin diferenţa înnegririlor (ΔS) măsurate cu microfotometrul pentru linia elementului dozat ($S_{element}$) şi linia elementului martor (S_{martor}), serveşte la construirea curbei de etalonare în coordonatele $\Delta S - \lg C$,
în care :

$$\Delta S = S_{element\ dozat} - S_{martor}.$$

Mergînd pe calea celor expuse mai sus, se pot efectua analize spectrale cantitative cu o reproductibilitate corespunzătoare (5 — 15%) pentru elemente şi domenii de concentraţii inaccesibile adeseori metodelor clasice de analiză.

Caracteristicile analizei spectrale de emisie

1. Posibilitatea analizării, cu aceeaşi aparatură, a celor mai variate probe (pulberi, lichide, aliaje).

2. Fixarea spectrului pe placa fotografică permite păstrarea documentului de bază al analizelor efectuate, oferind posibilitatea controlului rezultatelor odată declarate sau a extinderii cercetării asupra altor elemente.

3. Productivitatea ridicată şi consumul neînsemnat de materiale asigură metodei un preţ de cost redus. Totodată, cantitatea de probă necesară unei analize fiind de ordinul zecilor sau sutelor de miligrame, probarea poate fi efectuată în condiţii avantajoase.

4. Precizia analizelor spectrale cantitative, în domeniul concentraţiilor mici, este de regulă superioară preciziei metodelor chimice. Acest lucru prezintă o importanţă deosebită în urmărirea elementelor rare şi disperse.

5. Analiza spectrală de emisie se caracterizează printr-o sensibilitate ridicată faţă de majoritatea elementelor chimice, ea oscilînd între 10^{-2} şi 10^{-4}%, iar în unele cazuri, prin aplicarea unor procedee simple (distilare fracţionată în electrod cameră, preconcentrare chimică etc.), ajunge la 10^{-6}%. În tabela 1 sînt trecute datele informative privind sensibilitatea analizei spectrale faţă de elementele care se pot doza în condiţiile obişnuite, prin expunerea a circa 20 — 30 mg probă în arcul electric, folosind aparatura obişnuită din cadrul laboratoarelor care deservesc în prezent activitatea geologică.

Datele din tabela 1 sînt reprezentative pentru analizele spectrale efectuate cu spectrografe cu optică de cuarţ, caracteristice domeniului ultraviolet al spectrului. În cazul existenţei unor spectrografe cu optică de sticlă, caracteristice domeniului vizibil sau infraroşu (sau spectrografe cu reţea de difracţie), analizele se pot extinde cu succes asupra elementelor rare alcaline (Rb, Cs, Li) cu o sensibilitate de circa 0,001%.

Posibilităţile utilizării raţionale a analizei spectrale de emisie în activitatea geologică

1. *Analiza spectrogeochimică* [8]. Caracteristicile de bază ale metodei de analiză spectrală au făcut posibilă introducerea acestei metode în practica curentă a prospecţiunilor geochimice. Necesitatea urmăririi aureolelor de dispersie din jurul corpurilor de minereu, întocmirea hărţilor geochimice ale anomaliilor elementelor metalice, în vederea descoperirii rezervelor de substanţe minerale utile, au găsit în această metodă o modalitate comodă şi eficientă de studiu. În prezent, analiza spectrogeochimică semicantitativă a unor elemente ca Pb, Cu, Zn, Mo, Co, Ni, V, Cr, Ag, Hg a înlocuit în cea mai mare parte metodele clasice geochimice în practica de serie a două dintre cele mai mari unităţi geologice din ţara noastră şi anume Trustul de prospecţiuni şi explorări miniere (M.M.E.E.) şi Întreprinderea de prospecţiuni şi laboratoare (Comitetul geologic) executîndu-se anual cîteva zeci de mii de analize.

2. *Aurospectrometria*. După cum se ştie, metodele de dozare a aurului la conţinuturi mici prezintă probleme deosebit de dificile în practica de laborator. Unica metodă de serie — cea docimazică — nu reuşeşte să coboare sub 10^{-4}% (1 g/t), prezentînd şi la aceste conţinuturi o reproductibilitate discutabilă.

Această situaţie a frînat mult cercetările legate de căutarea zăcămintelor aurifere pe cale directă, respectiv prin întocmirea unor hărţi a dispersiei aurului. În ultimul timp, în U.R.S.S. au fost propuse o serie de procedee

Tabela 1

Sensibilitatea, %				
0,0001 — 0,0005	0,001	0,005	0,01 — 0,03	0,1
Ag, Be, Cu, Ga, Hg* Te** Au***	Al, Au, B, Ba, Bi, Ca, Co, Cr, Fe, Ge, In, Mn, Mo, Ni, Pb, Sb, Sn	Cd, Li, Pt, Rh, Ru, Sc, Zn, W, Y, Yb	As, Ce, In, La, Na, Nb, Os, Pd, Sr, Ta, Th, Tl	Hg, K, P, Te, U.

* Distilarea fracţionată în electrod-cameră.
** Distilarea fracţionată în electrod-cameră, în prezenţă de iod.
*** Preconcentrare chimică şi colectare pe cărbune activ sau reacţie în electrod-cameră cu apă regală solidă (se poate atinge o sensibilitate de $10^{-6} - 10^{-7}$%).

legate de analiza spectrală de mare sensibilitate, care permit analizarea rapidă a acestui element la conținuturi mici (0,01 — 0,001 g/t). Dintre variantele propuse și verificate în practica geologică, o atenție deosebită merită procedeul spectrochimic [5], care preconizează o dezagregare cu apă regală a probei, o colectare a aurului din soluție cu ajutorul cărbunelui activ și fotografierea spectrului cărbunelui sau a cenușii acestuia la spectrograf. Pe această cale s-au putut doza 0,001 g aur/t. De asemenea, un procedeu simplu este cel bazat pe reacția în fază solidă dintre proba de analizat și un amestec format din trei părți clorură de amoniu și o parte azotat de amoniu (apă regală solidă). Reacția are loc într-un electrod cameră, iar spectrul aurului se obține în baza distilării fracționate a amestecului amintit (clorura aurică ce se formează este ușor volatilă) [6]. Metoda se caracterizează printr-o sensibilitate ridicată, apropiată de cea a metodei cu cărbune activ (10^{-6}%).

3. *Analiza spectrală informativă.* Este vorba de o analiză generală semicantitativă (indicarea ordinului de mărime al concentrației elementelor) a probelor geologice. Curent se urmăresc circa 20 — 25 elemente, oferind în acest mod geologului tabloul general al compoziției probelor recoltate. Acest lucru prezintă o deosebită importanță atît în dirijarea lucrărilor de probare, cît și într-o orientare justă în alegerea probelor pentru analizele cantitative.

Este de fapt o sortare prealabilă a materialului de analizat, element extrem de util în reducerea prețului de cost. În acest mod, la analizele cantitative ajung numai probele pentru care conținuturile informative pentru diferitele elemente se găsesc peste limitele minime stabilite. Această practică este destul de utilizată în cadrul T.P.E.M., tinzînd spre generalizare.

Analiza informativă mai prezintă un aspect deosebit de important pentru practica analitică cantitativă deoarece, indicînd ordinul de mărime al concentrației diferitelor elemente, dă posibilitatea alegerii metodelor celor mai indicate, în funcție de conținutul sau de prezența unor elemente însoțitoare. Bineînțeles, acest lucru are repercusiuni economice favorabile asupra prețului de cost al activității laboratoarelor.

4. *Analizele spectrale cantitative* [7]. În prezent există un bogat material experimental care permite, de la caz la caz, punerea la punct a metodelor de analiză spectrală cantitativă. Rezerva unor cercetători din domeniul spectrografiei aplicate față de posibilitatea efectuării unor analize spectrale cantitative a minereurilor și mineralelor nu este justificată. Rezultatele practice obținute pe plan mondial în această direcție vin să demonstreze că această rezervă izvorăște dintr-o insuficientă cunoaștere a spectrografiei aplicate și a problemelor de amănunt ale acestei metode. În prezent, în cadrul laboratoarelor M.M.E.E. se execută curent și cu succes analize spectrale cantitative pentru elemente ca Te, Hg, Sn, Cs, Rb, Li, Nb, Ta, Zr, Ni, Co, W, Mo, Ti. În multe privințe analizele spectrale rezolvă cu mult succes probleme care mai prezintă încă un semn de întrebare pentru analizele chimice. Un exemplu în acest sens este cazul dozării pămînturilor rare care, datorită metodelor greoaie existente, se dozează în genere sub formă de sumă de T.R. Analiza spectrală permite o descifrare cantitativă a acestei sume necunoscute, aducînd astfel un aport deosebit metodelor analitice. Domeniul de aplicare optimă a acestei metode este acela al conținuturilor mici (sub 1%) și din acest punct de vedere metoda se recomandă îndeosebi pentru urmărirea elementelor rare și disperse.

5. *Corelarea spectrogeochimică a stratelor* [3]. Este vorba de o metodă de corelare a formațiunilor geologice. Universalitatea analizei spectrale (urmărirea concomitentă a unui mare număr de elemente), rapiditatea determinărilor și prețul de cost redus au permis utilizarea acesteia într-unul dintre cele mai importante domenii ale practicii geologice — corelarea stratelor.

Se știe că la baza corelării geochimice stă variația compoziției chimice a rocilor sedimentare de-a lungul profilelor geologice, respectiv în funcție de parametrul timp. Adeseori, diferențierile dintre rocile unui profil geologic sînt atît de pronunțate, încît acest lucru este evident fără studii deosebite. Se întîlnesc însă și cazuri de roci omogene litologic, a căror subîmpărțire devine extrem de dificilă, iar apelul la metodele geochimice este inerent. Aceste metode urmăresc calitativ și cantitativ repartiția unor elemente indicatoare.

O variantă recent introdusă în practică este urmărirea pe cale spectrală a aspectului calitativ al eșantioanelor recoltate. Ea se bazează pe variația mare a conținutului în unele elemente care poate avea loc de la strat la strat. Astfel de elemente servesc drept indicatori de corelare. Practic acest lucru se realizează descifrînd spectrele eșantioanelor la un spectroproiector și marcînd în mod convențional (+, —) prezența sau absența unor elemente chimice. Așezînd rezultatele obținute în dreptul coloanei litologice, se pot separa orizonturile în funcție de prezența sau absența unora din elementele urmărite, sau statistic, în funcție de frecvența prezenței elementelor indicatoare pe diferite porțiuni (de exemplu: frecvență de peste 50% și sub 25%).

Drept elemente trasoare se recomandă pentru roci — Li, Be, Sr, Ba, V, Cr, Ni, Cu, Zr, Ti, P, Ga, Ca, Pb etc. În cazul cînd compoziția calitativă prezintă o omogenitate pronunțată, realizarea corelării ne mai fiind posibilă în condițiile de mai sus, se recurge la metoda cantitativă de

urmărire a variației elementelor chimice. În acest scop se determină spectral conținuturile procentuale în elementele urmărite sau, pentru simplificare, se folosesc valorile înnegririlor liniilor spectrale (S-urile) citite la microfotometru. Transpunerea pe diagrame a acestor date, permite o diferențiere a stratelor, prin intermediul unora dintre elemente. Rezultate și mai bune se obțin în cazul cînd în locul valorilor absolute de conținut se aleg perechi de elemente, utilizînd ca indicatori de corelare raporturile dintre aceste elemente, sau în cazul simplificat diferența de înnegrire dintre liniile elementelor perechi alese (ΔS). În practică se recomandă următoarele perechi: Ca—Sr; Ca — Mg; Sr — Ba; K — Na; Na — Mg; K — Rb; K — Li; V — Cr; V — Ni; Ni — Co; Ti — Zr; Fe — Mn etc.

Pentru realizarea unui studiu de corelare a stratelor este necesară alegerea prealabilă a unei secțiuni etalon, bine studiată prin intermediul altor metode.

Pînă în prezent, analiza spectrală nu a fost încă utilizată la noi în țară în acest scop decît în cadrul unui studiu efectuat la T.P.E.M. asupra posibilităților folosirii analizelor spectrale în corelarea stratelor de cărbuni din Valea Jiului.

Concluzii

Prin avantajele pe care le prezintă analiza spectrală de emisie în folosirea ei ca metodă analitică de mare serie, cu o sensibilitate mare și o precizie corespunzătoare, apare ca rațională aplicarea acesteia pe o scară cît mai largă în practica geologică. Un rol deosebit în introducerea acestei metode moderne le revine laboratoarelor de analize spectrale din cadrul întreprinderilor M.M.E.E. și ale Comitetului geologic, pentru aplicarea experienței cîștigate în acest domeniu peste hotare și pentru dezvoltarea cercetărilor științifice din acest domeniu. Colaborarea strînsă dintre aceste laboratoare, legătura permanentă cu geologii, asimilarea unui bagaj de cunoștințe din domeniul geologiei aplicate, pe de o parte și a principiilor și posibilităților metodelor moderne de analiză pe de altă parte, vor permite introducerea în lucrările curente a unor procedee eficiente.

O sarcină deosebit de importantă le revine institutelor de învățămînt superior în pregătirea cadrelor necesare introducerii tehnicii noi, prin menținerea un i cît mai strînse legături cu problemele practice ale geologiei, printr-o colaborare strînsă a catedrelor cu instituțiile axate pe una dintre problemele de bază ale industriei socialiste — descoperirea de noi rezerve de materie primă minerală.

BIBLIOGRAFIE

[1] Lomonosova, L. S. și Falikova, O. B. *Spektralnti analiz.* Metallurgizdat, Moskva, 1958.

[2] Lonțih. S. V., Nedler, V. V. și Raihbaum I. D. *Spektralnti analiz metalometriceskih prob.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1959.

[3] Katcenkov. S. M. *Spektralnti analiz gornth porod.* Gostoptehizdat, Leningrad, 1957.

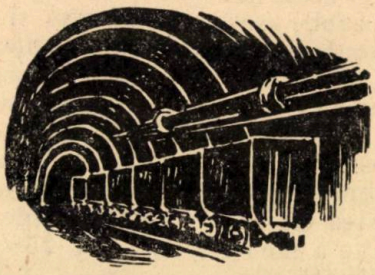
[4] Ahrens, L. H. *Spectrochemical analysis.* Addison-Wesley Publishing Company, Inc. Cambridge 42, Mass., 1954.

[5] Safronov, N. I., Polikarpocikin, V. V. și Utgof, A. A. *Spektrozolotometriceskaia siomka kak metod poiskov zolotorudnth mestorojdenii nesoprovojdaemth mehaniceskimi oreolami.* VITR, Leningrad, ONTI, 1960.

[6] Grigorieva, O. A. și Kviatkovskii, E. M. *Vtsokociuvstvitelinti dugovoi metod spektralnogo analiza na zoloto i nekolorte rasseiante elementi.* Z LOLTKZ Gornogo instituta, Tom. XLV, vipusk 2, Gosgortehizdat, Moskva, 1963.

[7] Rusanov, A. K., Alekseeva, V. M. și Hitrov, V. G. *Kolicestvenoe spektralnoe opredelenie redkih i rasseianth elementov.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1960.

[8] David, B. și Nichita Irina. *Aplicarea analizei spectrale de emisie în prospecțiunile geochimice.* Revista Minelor, nr. 8, 1963.



Note

Verificarea pe cale fotoelastică a tensiunilor care apar în susținerea unui puț de mină

Ing. *Al. POPESCU*

Studiile teoretice bazate pe teoria elasticității privind stările plane și spațiale de tensiuni și deformații sînt completate astăzi din ce în ce mai frecvent, în toate ramurile tehnicii, prin încercări specifice diferitelor metode de investigație. Dintre acestea, metoda optică și-a găsit, prin simplitatea și precizia pe care le oferă, un cîmp larg de aplicare, atribuin-

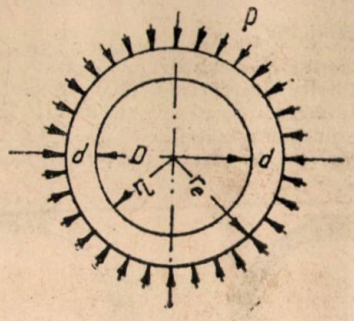


Fig. 1.

du-i-se un rol de seamă și în domeniul mecanicii rocilor. Problemele legate de repartizarea tensiunilor în jurul lucrărilor miniere subterane de diferie forme și în elementele constructive ale acestora sînt multiple. Astfel, pentru dimensionarea justă a susținerii lucrărilor este necesară cunoașterea stării de tensiuni care apar în diferite cazuri de solicitare.

Pînă în ultimul timp în țara noastră preocupările cercetătorilor în domeniul fotoelasticității au fost îndreptate în mai multe direcții dar mai puțin în minerit. Studiul posibilităților de aplicare a metodei și încercările practice au fost inițiate și efectuate de ICEMIN și Institutul de mine.

În nota de față se examinează acest ultim aspect referitor la puțurile de mină verticale, lucrări ce au o importanță deosebită, atît prin frecvența mare cu care sînt folosite pentru deschiderea zăcămintelor, cît și prin volumul lor valoric. În acest sens s-a considerat un puț de mină cu secțiunea circulară, susținut în beton, avînd următoarele caracteristici (fig. 1) : $D = 4{,}98$ m, $d = 0{,}42$ m, $r_i = 2{,}49$ m, $r_e = 2{,}70$ m.

Dintre ipotezele privind manifestarea presiunii litostatice orizontale asupra susținerii puțurilor verticale, s-a ales ipoteza unei distribuții uniforme p a acestei presiuni pe suprafața exterioară a susținerii.

Într-un asemenea caz, relativ simplu, valorile tensiunilor care iau naștere se pot calcula analitic, sau pot fi determinate experimental, prin metoda fotoelastică.

Calculul analitic

Problema reprezintă un caz particular al stării simetrice de tensiuni în jurul unei axe perpendiculare pe planul figurii. Din motive de simetrie axială, tensiunile dintr-un punct oarecare vor depinde numai de raza vectoare ρ a acestui punct. În consecință, în funcție de tensiunile Φ intervin numai termenii independenți de unghiul θ al razei vectoare :

$$\Phi = f(\rho) = A \ln\rho + B\rho^2 \ln\rho + C\rho^2 + D \qquad (1)$$

Expresiile tensiunilor (în coordonate polare) vor fi :

$$\sigma_\rho = \frac{1}{\rho}\frac{d\Phi}{d\rho} + \frac{1}{\rho^2}\frac{d^2\Phi}{d\theta^2} = \frac{A}{\rho^2} + B(1 + 2\ln\rho) + 2C, \qquad (2)$$

$$\sigma_\theta = \frac{d^2\Phi}{d\rho^2} = -\frac{A}{\rho^2} + B(3 + 2\ln\rho) + 2C. \qquad (3)$$

$$\tau_{\rho\theta} = -\frac{d}{d\rho}\left(\frac{1}{\rho}\frac{d\Phi}{d\theta}\right) = 0. \qquad (4)$$

Explicitînd constantele de integrare pentru condițiile la limită ($\rho = r_i$, $\sigma_\rho = 0$, $\rho = r_e$, $\sigma_\rho = -p$), se ajunge la relațiile de calcul ale efortului σ_θ :

$$\sigma_i = -\frac{2p\,r_e^2}{r_e^2 - r_i^2}. \qquad (5)$$

$$\sigma_e = -\frac{p\,r_e^2}{r_e^2 - r_i^2}\left(\frac{r_i^2}{r_e^2} + 1\right). \qquad (6)$$

Diagramele de variație sînt cele din figura 2.

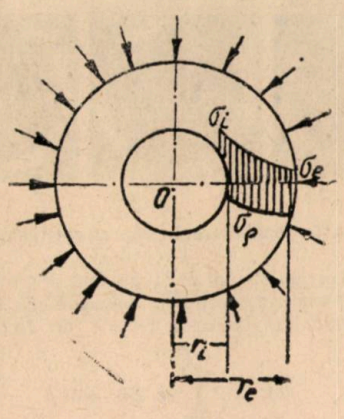


Fig. 2. Diagrama tensiunilor.

Dimensionarea se va face pentru solicitarea de compresiune, valoarea maximă a efortului fiind pe fața interioară a inelului.

Determinarea tensiunilor pe cale fotoelastică

Încercările fotoelastice au fost efectuate asupra unui inel confecţionat din araldit (studiul izocromaticelor) şi asupra unui inel confecţionat din plexiglas (studiul izoclinelor), di-

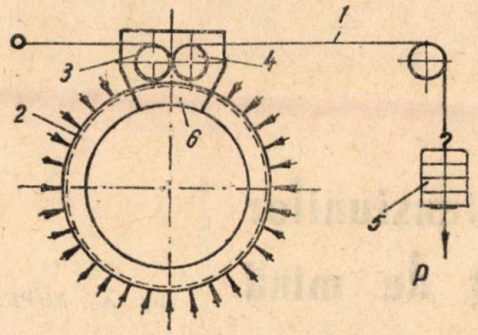


Fig. 3. Dispozitiv de solicitare.

mensiunile modelului fiind în raportul 1 : 60 faţă de cele reale, respectiv :

$$r_e = 4{,}85 \text{ cm}; \quad r_i = 4{,}15 \text{ cm}.$$

Presiunea uniform repartizată p era dată (fig. 3) de un fir de oţel *1* înfăşurat pe model într-un mic canal *2*, trecut

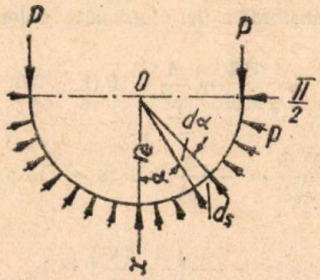


Fig. 4.

peste rolele *3* şi *4* şi întins prin intermediul unor greutăţi *5*. În acest fel se realiza încărcarea dorită, exceptînd zona acoperită de plăcuţele *6* şi o zonă învecinată, de o parte şi de alta, în care se resimţea efectul local.

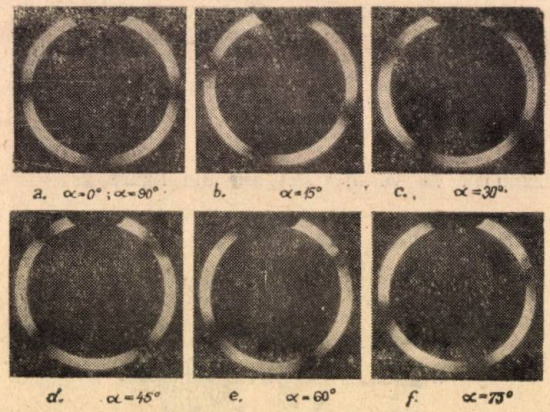


Fig. 5. Variaţia poziţiei izoclinelor cu rotirea polaroizilor.

Relaţia dintre greutatea P şi presiunea uniform repartizată p este dedusă din condiţia de echilibru (fig. 4), neglijîndu-se, pentru simplificare, forţele de frecare :

$$2P = 2\int_0^{\frac{\pi}{2}} p \cos \alpha \, ds$$

$$\int_0^{\frac{\pi}{2}} p \cos \alpha \, ds = \int_0^{\frac{\pi}{2}} p \cos \alpha \, r_e \, d\alpha = p \, r_e \int_0^{\frac{\pi}{2}} \cos \alpha \, d\alpha = 2 \, p \, r_e,$$

deci :

$$P = p \, r_e. \tag{7}$$

a. *Studiul calitativ*

Prin examinarea modelului între polaroizii încrucişaţi, s-a obţinut aspectul normal al izoclinelor (fig. 5), adică al unor linii radiale a căror poziţie nu depinde de mărimea

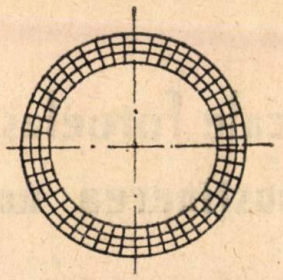


Fig. 6. Reţeaua izostaticelor.

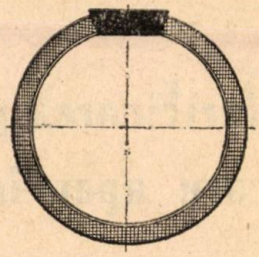


Fig. 7. Model nesolicitat — polaroizii încrucişaţi.

solicitării ci numai de unghiul α de rotire simultană al polaroizilor ; deci tensiunile normale σ_ρ şi σ_θ sînt întotodeauna tensiuni principale. Reţeaua izostaticelor, trasată pe baza reţelei izoclinelor, este cea din figura 6.

b. *Studiul cantitativ*

Observarea formei şi a numărului de ordine al izocromaticelor pentru diferite încercări s-a făcut în partea de jos a modelului, considerîndu-se că aceasta nu este influenţată de efectele locale din partea superioară. De asemenea s-a ţinut seamă de faptul că în urma prelucrării modelului şi a

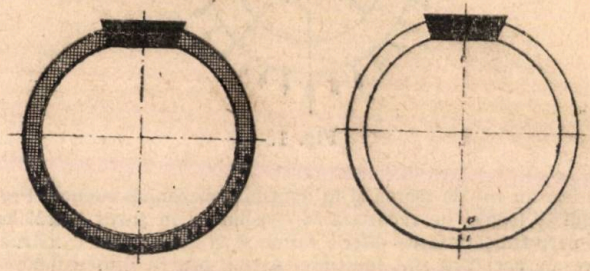


Fig. 8. Model solicitat $P = 14{,}65$ kg ; $K_{int} = 1(1{,}5-0{,}5)$: a — polaroizii încrucişaţi ; b — polaroizii paraleli P = 29,6 kg ; K_{int} = = 2 (2,5 — 0,5).

efectului de margine, extincţia nu se produce pe toată suprafaţa sa la examinarea între polaroizii încrucişaţi (fig. 7).

Plecînd de la ecuaţia generală a izocromaticelor :

$$\sigma_1 - \sigma_2 = K\sigma_0 \tag{8}$$

în care se introduc condiţiile limită şi cunoscînd numărul de ordine K al izocromaticelor şi valoarea tensiunii etalon σ_0 a

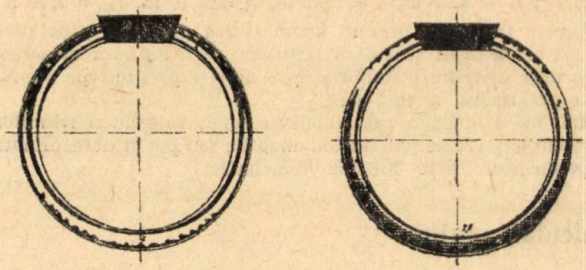


Fig. 9. Model solicitat :
a — polaroizii încrucişaţi ; b — polaroizii paraleli.

materialului sensibil fotoelastic, se pot determina valorile tensiunilor normale principale σ_1 şi σ_2.

Astfel, pentru conturul interior

$$\sigma_1 = 0\,;\ \sigma_2 = \sigma_i = -K\sigma_0, \qquad (9)$$

în timp ce pentru conturul exterior:

$$\sigma_1 = -p\,;\ \sigma_2 = \sigma_e = -(K\sigma_0 + p). \qquad (10)$$

Aspectul izocromaticelor la diferite intensităţi ale efortului de solicitare este redat în figurile 8 şi 9. De remarcat că în ipoteza realizării unei încărcări perfect uniforme, fără forţe de frecare pe contur, izocromaticelor sînt cercuri concentrice, ceea ce se poate demonstra şi teoretic.

Rezultatele obţinute experimental sînt prezentate comparativ cu cele calculate pe baza relaţiilor analitice (5) şi (6) în tabela 1.

Tabela 1

Încărcarea P, kg	Presiunea uniform repartizată p, kg/cm²	Numărul de ordine al izocromaticelor		Valorile tensiunilor, kg/cm²			
		pentru conturul interior, K_{int}	pentru conturul exterior, K_{ext}	determinate experimental		calculate analitic	
				σ_i	σ_e	σ_i	σ_e
14,65	3,02	1,0	—	22,15	—	22,5	—
18,80	3,88	—	1,0	—	26,03	—	25,1
21,75	4,50	1,5	—	33,22	—	33,5	—
27,55	5,68	—	1,5	—	38,90	—	36,8
29,60	6,10	2,0	—	44,30	—	45,5	—
37,25	7,68	—	2,0	—	51,98	—	49,6
38,20	7,87	2,5	—	55,37	—	58,7	—
42,15	8,68	3,0	—	66,45	—	64,6	—
46,00	9,48	—	2,5	—	64,85	—	61,3
54,75	11,30	—	3,0	—	77,75	—	73,1

Tensiunea etalon a materialului întrebuinţat, determinată prin încercări, era $\sigma_0 = 22{,}15$ kg/cm².

Analizîndu-se datele din tabela 1 se remarcă faptul că diferenţele între valorile tensiunilor stabilite pe cele două căi sînt mici, neîntrecînd procentajele admisibile. Această concluzie este importantă din punct de vedere practic, în special în studiul unor probleme mai complicate, a căror rezolvare analitică este greoaie şi laborioasă. Aşa cum a reieşit, folosirea rezultatelor experimentale, obţinute în urma unor încercări efectuate corect, este pe deplin acoperitoare.

Asemenea încercări, care au început să ia amploare în laboratoarele cu specific minier din ţara noastră, pot fi întreprinse pentru fiecare caz în parte, ducînd la soluţionarea optimă a problemelor care apar în mod curent în activitatea productivă, dată fiind diversitatea condiţiilor geologice-miniere şi a tipurilor de lucrări de deschidere, pregătire şi exploatare care se întîlnesc.

Extinderea pe o scară tot mai largă a metodei fotoelastice, permiţînd determinarea operativă, cu o precizie suficientă a parametrilor de calcul, verificarea relaţiilor de dimensionare, studiul comportării susţinerii lucrărilor etc., este o necesitate impusă din ce în ce mai mult de progresul continuu al industriei noastre miniere.

BIBLIOGRAFIE

[1] Iosipescu N. *Introducere în fotoelasticitate.* Ed. tehnică, Bucureşti, 1960.

[2] Föppl, L. şi Mönch, E. *Praktische Spannungsoptik.* Ed. Springer, 1950.

[3] Stamatiu, M. *Mecanica rocilor.* Ed. didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1962.

INFORMAŢII

Realizări şi tendinţe în ramura extractivă a industriei energetice nucleare (I)

Între 31 august şi 9 septembrie 1964 la Palatul Naţiunilor din Geneva s-au desfăşurat lucrările celei de-a III-a Conferinţe Internaţionale pentru utilizarea energiei atomice în scopuri paşnice. Conferinţa a reunit peste 3 200 de savanţi şi specialişti din lumea întreagă, fiind prezentate 761 comunicări tehnico-ştiinţifice; 320 dintre acestea, cuprinzînd diversele aspecte ale obţinerii şi utilizării energiei atomice, au fost prezentate oral. Concomitent cu lucrările Conferinţei în Palatul Expoziţiilor din Geneva, 18 ţări şi-au expus realizările în domeniul utilizării paşnice a energiei atomice. Prin valoarea şi numărul comunicărilor prezentate, precum şi prin participarea în număr mare a savanţilor cu renume din lumea întreagă, Conferinţa de la Geneva a constituit cea mai importantă manifestare tehnico-ştiinţifică în acest domeniu, organizată pînă în prezent. Ea şi-a desfăşurat lucrările în spiritul destinderii relaţiilor internaţionale, inaugurat la prima Conferinţă pentru utilizarea paşnică a energiei atomice din anul 1955, al colaborării şi informării reciproce şi a constituit un prilej pentru stabilirea de contacte între savanţii şi specialiştii din diferite ţări.

Cu nouă ani în urmă, în august 1955, specialiştii din domeniul energiei atomice s-au întîlnit pentru prima oară la Geneva. Cu această ocazie, după ani de studii şi cercetări secrete, au fost aduse la cunoştinţă publică pentru prima oară o serie de rezultate referitoare la obţinerea combustibilului nuclear din minereuri, producerea energiei în reactori, utilizarea izotopilor radioactivi în diferite domenii ale economiei ş.a. S-a constatat atunci că mai în toate ţările se obţinuseră, în mod izolat, rezultate asemănătoare, folosindu-se aceleaşi mijloace şi parcurgîndu-se, în general, aceleaşi căi. Concluzia logică a acestei constatări a constituit-o faptul că secretul şi lipsa de informare reciprocă frînează progresul ştiinţei şi că în aceste condiţii rezultatele cercetărilor sînt mult mai costisitoare.

La cea de-a doua Conferinţă pentru utilizarea paşnică a energiei atomice, care a avut loc tot la Geneva, între 1 şi 13 septembrie 1958, pe lîngă problemele energeticii şi ale izotopilor radioactivi, au fost prezentate o serie de comunicări referitoare la propulsarea nucleară a navelor, precum şi rezultatele obţinute în cercetarea fusiunii controlate. În cei

șase ani care s-au scurs de la cea de-a doua Conferință de la Geneva au fost obținute rezultate noi și interesante și a fost realizat un progres important în domeniul utilizării practice a energiei nucleare.

Conferința a III-a de la Geneva s-a organizat ținîndu-se seamă de necesitatea efectuării unui schimb de păreri în

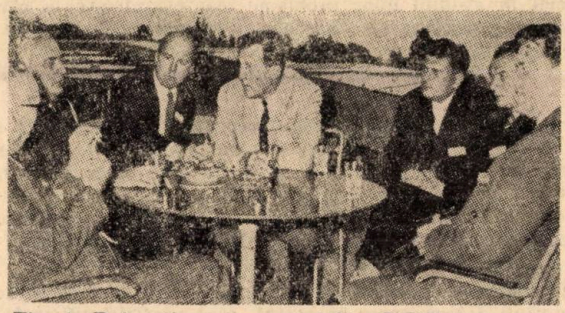


Fig. 1. Delegația guvernamentală a R.P.R. la cea de-a III-a Conferință pentru utilizarea pașnică a energiei nucleare discutînd cu proiectanții companiei engleze Nuclear Power Group, specializată în construcții de centrale atomoelectrice (Geneva, 2 septembrie 1964).

domeniul rezultatelor obținute, de necesitatea aprecierii perspectivelor dezvoltării energiei nucleare în scopuri pașnice și a sarcinilor care revin tehnicii nucleare în lumina acestor perspective.

A III-a Conferință pentru utilizarea pașnică a energiei atomice și-a inaugurat lucrările în ziua de 31 august 1964, în sala Oficiului European al Palatului Națiunilor, sub președinția profesorului *V. S. Emelianov*, vicepreședintele Consiliului de Stat pentru energie atomică din U.R.S.S. În cuvîntările de salut rostite de președintele Confederației Elvețiene *L. von Moos* și de secretarul general al O.N.U., *U Thant*, s-a subliniat importanța acestei conferințe organizate de către O.N.U. la care oamenii de stat și oamenii de știință își dau mîna nu numai pentru a preveni războiul, ci și pentru a construi o lume în care necesitățile mereu crescînde ale tuturor țărilor să poată fi satisfăcute negativ al executării cercetărilor nucleare într-un cadru secret. După anul 1955 întreaga lume a putut să aprecieze perspectivele strălucite ce se deschid umanității în cazul cînd atomul va fi pus în slujba păcii și a progresului. Subliniind aceste perspective în lumina lucrărilor conferinței, V. S. Emelianov a arătat că în urma unei colaborări fructuoase în domeniul utilizării pașnice a energiei atomice, „mlaștinile vor putea fi secate și pustiurile vor fi transformate în grădini înfloritoare". Această colaborare poate să se dezvolte și ea se va dezvolta, a subliniat în încheiere V. S. Emelianov.

Tema principală a celei de-a III-a Conferințe de la Geneva a fost energia de origine nucleară. Această problemă a constituit obiectul unei examinări aprofundate la cele opt ședințe generale unde s-au examinat necesitățile mondiale de energie de proveniență nucleară, planurile precise în vederea introducerii și utilizării energiei nucleare în deceniul următor și colaborarea internațională în construcția de generatori nucleari. La cele trei grupe de ședințe tehnice s-au examinat problemele legate de reactori, utilizarea acestora ca sursă de căldură pentru desalinizarea apei, conversiunea directă în electricitate, combustibili nucleari și materialele pentru reactori, metodele noi pentru prospectarea și prelucrarea minereurilor uranifere, obținerea uraniului și thoriului, securitatea și păstrarea deșeurilor radioactive etc. Limbile oficiale ale Conferinței au fost engleza, franceza, rusa și spaniola.

*

Printre concluziile de ordin economic cea mai importantă, subliniată în ședința de deschidere, a fost aceea că actualmente în multe părți ale globului energia de proveniență nucleară poate concura cu energia clasică și că începînd cu anul 1970, atît țările avansate din punct de vedere industrial, cît și unele țări care se află pe cale de dezvoltare, se vor baza, din ce în ce mai mult, pe energia nucleară, pentru a-și acoperi necesitățile de energie. Reprezentantul I n d i e i, *H. Bhabha*, a menționat că în unele țări industrializate, centralele nucleare cu o putere instalată mai mare de 500 MW sînt deja competitive cu centralele clasice, iar pe trei sferturi din teritoriul Indiei, instalațiile nucleare sînt competitive pentru o putere instalată de 200 MW și mai mult [1] *. Există de asemenea cazuri cînd și concentratele mai mici pot fi avantajoase.

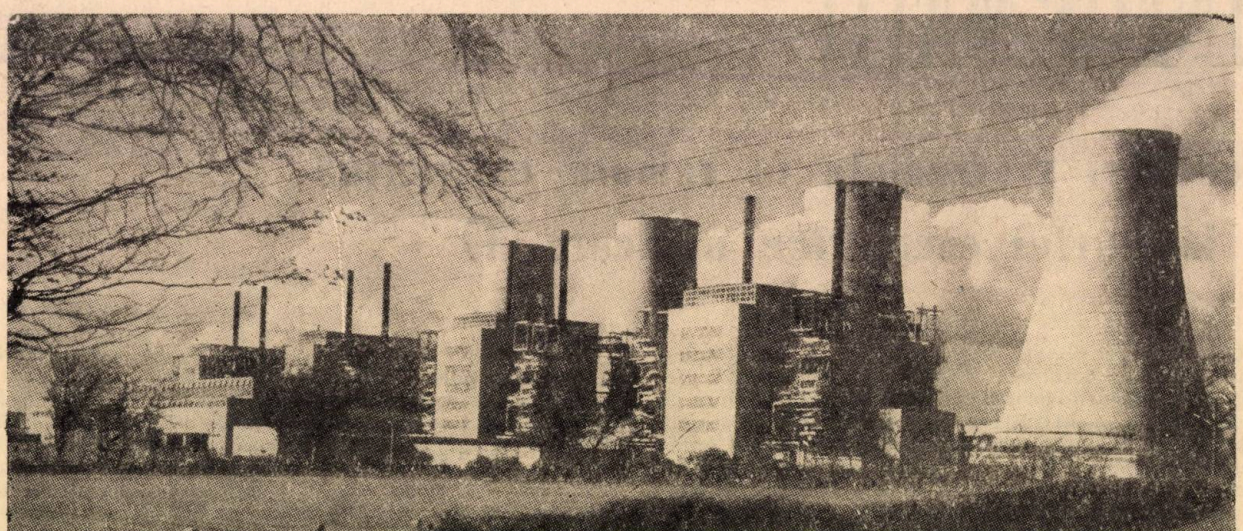


Fig. 2. Centrala atomoelectrică de la Chapelcross (Scoția) de tipul uraniu natural-grafit-gaz. Puterea instalată a centralei este de 200 MW și are o încărcătură de 127 t uraniu (bare de uraniu natural în teci de oxid de magneziu — Magnox).

grație măsurilor constructive efectuate sub semnul colaborării internaționale. Printre aceste măsuri, U Thant a menționat nu numai energia electrică de proveniență nucleară, singura care va putea satisface necesitățile imense ale omenirii, ci și desalinizarea apei de mare, o problemă care interesează mult O.N.U. și țările pe cale de dezvoltare. Atît U Thant cît și V. S. Emelianov au menționat efectul

Țările care nu au combustibil propriu trebuie să se decidă dacă vor construi centrale clasice, importînd combustibilul, sau vor construi centrale nucleare, importînd uraniul. Pentru

* Titlurile referatelor folosite în această expunere vor fi date în nr. 5/1965 al Revistei Minelor.

țările care au o balanță de plăți deficitară, centralele nucleare prezintă un avantaj net, întrucît cheltuielile legate de combustibil pentru o centrală nucleară sînt mult inferioare cheltuielilor legate de combustibilii clasici (cărbunele și păcura), chiar dacă trebuie să se importe uraniul prelucrat pînă la forma fisionabilă. Eforturile considerabile, efectuate în acest domeniu, au condus la rezultate satisfăcătoare, costul energiei nucleare a scăzut într-un ritm mult mai rapid decît al energiei de tip clasic.

Reprezentantul R. S. Cehoslovace, *J. Neuman*, a declarat că în țara sa, dezvoltată din punct de vedere industrial, necesarul de energie se va dubla în viitorii 10 — 15 ani, ori 90% din energia ce se obține actualmente în R.S.C. se bazează pe ligniții inferiori ale căror rezerve sînt limitate și nu vor permite o extensie în următorii ani. Din această cauză în R.S.C. s-a și început construcția unei centrale atomoelectrice de 150 MW.

În Anglia se apreciază că dezvoltarea într-adevăr importantă a producției de energie nucleară la costuri mici va depinde de succesul reactorilor cu neutroni rapizi. Primul reactor industrial de acest tip va fi pus în funcțiune în Anglia în 1970 [2].

Conform raportului prezentat de *J. Horowitz*, în Franța reactorii cu uraniu natural și moderatori de grafit pot fi considerați competitivi și se apreciază că între anii 1966 — 1970 în Franța se vor pune în funcțiune cîte 500 MW nucleari anual [3].

Rezultate favorabile au fost obținute și în S.U.A., unde energia de proveniență nucleară poate concura energia clasică pe piața electricității destinate serviciilor publice. Dacă în anul 1959 se aprecia că la nivelul anului 1970 prețul unui kWh de proveniență nucleară va fi de 0,7 cenți, astăzi, pe baza unor calcule reactualizate, se apreciază că prețul unui kWh de energie electrică de proveniență nucleară va fi de 0,4 — 0,5 cenți.

De la cea de-a doua Conferință de la Geneva pînă în prezent în S.U.A. a avut loc scăderea rapidă a investiției specifice pentru centralele nucleare. Astfel, în anul 1958 costul unui kW instalat într-o centrală nucleară de 200 MW, era de 320 $, în timp ce pentru o centrală de aceeași capacitate, dar alimentată cu cărbune, era de circa 50 $. La începutul anului 1964 o societate a încheiat un contract pentru o centrală cu o putere de proiect de 515 MW și de o putere previzibilă de minimum 640 MW la un preț de cost de 105 $/kW, adică de 3 ori mai mic decît în 1958 [4].

În U.R.S.S., care dispune de resurse imense de energie clasică, se lărgește totuși din ce în ce ponderea energiei de proveniență nucleară. Puterea nucleară totală în anul 1964 a depășit 900 MW, iar pînă în anul 1970 vor fi puse în funcțiune centrale cu o putere de mai multe mii de MW. În momentul de față în U.R.S.S. se pune la punct construirea unor prototipuri de centrale nucleare de mare putere, care vor constitui baza marilor centrale nucleare ce vor fi puse în funcțiune în anii 1970 — 1980 [5].

În Japonia, planul de dezvoltare prevede că energia nucleară va deveni competitivă cu cea clasică în anul 1970. O centrală de tipul răcire cu gaze, moderator de grafit, avînd o capacitate de 166 MW va fi pusă în funcțiune în anul 1965 [6].

Aceste rezultate și planuri de perspectivă, comunicate de reprezentanții unor țări cu nivele de dezvoltare economică diferită, la cea mai înaltă și mai autorizată tribună internațională, scot în evidență necesitatea aprovizionării cu material fisionabil prin intensificarea lucrărilor de prospectare, extracție minieră și prelucrare a minereurilor radioactive pînă la metal.

*

Principalele idei enunțate în cadrul secției cu caracter general „uraniul și thoriul — necesități și posibilități" au scos în evidență că în prezent în lume ar exista o criză de supraproducție de uraniu, datorată atît lucrărilor intense efectuate în acest domeniu în ultimii 15 ani, cît și reducerii cererilor de uraniu pentru scopuri militare.

Franța este probabil singura putere nucleară care în momentul de față depune un efort intens și susținut pentru explorarea minereurilor uranifere, a afirmat *J. Mabile*, directorul producției din Comisariatul pentru energia nucleară din Franța, arătînd motivele care justifică acest efort — asigurarea pe termen îndelungat a energiei nucleare, în special în vederea producerii de energie electrică. Făcîndu-se o apreciere pentru viitor, în comunicare se menționează că, în ciuda situației actuale de supraproducție de uraniu, pînă

Fig. 3. Lucrări de prospectare prin radonometrie în Franța. Culegere de probe de aer din sol.

în anul 1980 vor mai fi descoperite și dezvoltate zăcăminte noi de uraniu și vor fi construite noi uzine pentru prelucrarea minereurilor uranifere. Este important, în momentul de față, să se continue căutarea de noi provincii uranifere în particular în continentul african, care reprezintă un teritoriu vast și numai parțial explorat [7].

Referitor la resursele de uraniu din țările Africei a fost prezentată o singură comunicare, din partea Republicii Gabon, în care s-a descris zăcămîntul de uraniu de la Mounana și uzina de preparare hidrometalurgică care produce 120 t concentrat lunar [8].

Menționînd că prețurile de revenire reduse în ciclul combustibilului constituie o condiție esențială pentru ca energia de proveniență nucleară să devină competitivă, *J. C. von Staveren* — Olanda a subliniat că prețurile pentru uraniu și thoriu depind direct de abundența acestor materiale. În concluzie, prospectarea resurselor de uraniu este o chestiune de primă urgență, întrucît dezvoltarea rapidă a reactorilor „breeder" este esențială pentru viitorul energiei atomice — aplicarea pe scară largă a reactorilor actuali, nedesăvîrșiți, fiind indezirabilă [9].

Rezervele de uraniu ale Spaniei se ridică la 10 000 t U_3O_8 din care 6 000 t se găsesc în zăcăminte explorate amănunțit.

Zăcămintele filoniene din cristalinul provinciilor Cordoba și Jaen sînt date în exploatare, minereul extras prelucrîndu-se într-o instalație industrială cu o capacitate de 200 t/24 h. O altă instalație de 1 000 t/24 h este în curs de construcție. Principala mină din această zonă, La Virgen, livrează uzinei un minereu complex, conținînd pe lîngă uraniu și 5,5% cupru care se extrage concomitent.

Conținutul mediu în minereurile din Spania este de 0,13% U_3O_8, permițînd obținerea de concentrate chimice la prețul de 8 $ pe livra de U_3O_8 în concentrat. Valoarea lucrărilor de cercetări geologice pentru combustibil nuclear se ridică la 5,88 mil., costul unui kilogram de U_3O_8 explorat fiind de 0,98 $. Prospectarea formațiunilor sedimentare din Spania este în curs de desfășurare și se consideră că perspectivele pentru uraniu în aceste formațiuni sînt deosebit de favorabile.

Lucrările de cercetare tehnologică s-au efectuat concomitent cu lucrările de prospectare. În anii 1954 — 1955 au fost prelucrate în fază pilot minereuri cu 0,2 — 0,3% U_3O_8 pe

schema acidă cu solvenți organici. Se consideră că punerea în funcțiune, în anul 1959, a instalației de 200 t/24 h a contribuit mult la lărgirea bazei de materie primă uraniferă în Spania. Uzina funcționează pe schema acidă cu schimbători de ioni, obținîndu-se în final un diuranat de sodiu conținînd 80 — 84 % U_3O_8. Concomitent se extrage și cuprul sub formă de concentrat de flotație și de cupru de cementație. Punerea în funcțiune a instalației de 1 000 t/24 h va face posibil ca Spania să producă anual 400 t U_3O_8, ceea ce va permite ca puterea nucleară instalată în reactivii nucleari din această țară să fie în anul 1975 de 2 200 MW [10].

Prezentînd rezervele de uraniu și de thoriu ale Indiei *K. L. Bhola* a menționat că monazita din zăcămintele costiere reprezintă principala sursă de combustibil nuclear din această țară, prevăzîndu-se că thoriul va fi folosit în reactorii tip „breeder". Rezerva totală de uraniu și thoriu în zăcămintele indiene de monazită, care sînt probabil cele mai mari din lume, se estimează la 450 000 t ThO_2 și 15 000 t U_3O_8. Ca zăcămînt de uraniu se menționează cel din Bihar, în sedimentele precambriene, cu o rezervă de circa 15 000 t U_3O_8 și cu un conținut mediu de 0,05 % U_3O_8 [11].

Conform comunicării lui *J. W. Griffith*, Canada a fost unul din marii producători de uraniu din lume; rezervele ei reprezintă 37 % din rezervele tuturor țărilor din lume, care au publicat date referitoare la rezervele de uraniu. În anul 1958 producția de uraniu a acestei țări, egală cu 14 462 t, în valoare de 345 mil. $, a situat-o pe primul loc în lume printre producătorii de uraniu. Declinul producției de uraniu în Canada, început în anul 1959, datorită reducerii posibilităților de export, a fost la fel de rapid ca și dezvoltarea din perioada 1953 — 1959. La sfîrșitul anului 1963 doar șapte mine din 25 mai erau în funcțiune și numărul lor va scădea la două în 1965.

Pe baza celor mai multe contracte, uzinele canadiene vindeau concentratele de diuranat (în S.U.A. și Anglia) la prețul de 23 $ pe kg de U_3O_8 conținut. Cheltuielile de exploatare minieră în regiunea Elliot — Lake reprezintă 7,50 — 12 $/t, sau 8,30 — 12 $ pe kg U_3O_8. Cheltuielile pentru minerit și pregătiri reprezintă circa 4 $/t, iar cheltuielile pentru uzinare au fost ceva mai mici. Se consideră că un preț judicios pînă la nivelul anului 1970 trebuie să fie de 11 — 14 $ pe kg U_3O_8, urmînd ca după 1970 acest preț să crească, în afară de cazul cînd vor fi descoperite zăcăminte de minereuri de calitate superioară.

Rezervele de uraniu în țările care publică date referitoare la acestea, se prezintă după cum urmează (exprimate în U_3O_8): S.U.A. — 151 970 t (ianuarie 1963); Franța 30 000 t (1962); Republica Sud Africană 137 000 t (1963); Canada 188 000 t U_3O_8 și 73 000 t ThO_2. Autorii menționează o tendință de reducere a rezervelor în ultimul timp o dată cu reevaluarea și precizarea lor.

Majoritatea rezervelor canadiene de uraniu (93 %) se găsesc în conglomeratele de la Elliot — Lake și Blind — River. În zona Elliot — Lake se prevede existența unei rezerve de 120 000 t U_3O_8 cu un conținut extractibil de 0,03 %, la prețul de 22 — 23 $ pe kg U_3O_8. Rezerva totală de minereuri nucleare în această zonă se apreciază la 210 000 t U_3O_8 și 180 000 t ThO_2, minereuri din care uraniul poate fi extras la prețuri mai mici de 45 $ pe kg U_3O_8. În cazul cînd piața thoriului va evalua favorabil, din aceste rezerve se va putea obține uraniu la prețul de cost mai scăzut [12].

Delegatul S. U. A., *R. L. Faulkner*, apreciază că o dată cu scăderea cererilor pentru uraniu în scopuri militare, producția mondială va continua să scadă pînă prin 1970, cînd va atinge cifra de 14 000 t anual, față de nivelul actual de 20 000 t. După această dată producția va crește rapid pentru a putea satisface cerințele din ce în ce mai mari de combustibil nuclear. Cu toate că cercetarea de noi zăcăminte de uraniu nu mai poate fi aminată, în momentul de față se remarcă o oarecare stagnare a lucrărilor de explorare, datorită faptului că cerințele sînt mai mici decît capacitățile de producție ale minelor și uzinelor. În cazul cînd celelalte țări din lume vor urma exemplul Statelor Unite în ceea ce privește instalarea de surse de energie de proveniență nucleară, cererea de uraniu între anii 1980 și 2 000 va fi de 1,5 — 2 mil. t față de totalul rezervelor descoperite pînă acum, de 0,9 — 1 mil. t. Din această cauză se impune necesitatea descoperirii de noi zăcăminte de uraniu, din care acesta să poată fi extras la prețuri de cost reduse [13].

Se apreciază că o suprafață de circa 1 mil. km² din teritoriul Argentinei cuprinde formațiuni favorabile cumulărilor de uraniu la conținuturi variabile, a arătat reprezentantul acestei țări, dr. *Pedro Stepanicik*. Pînă în prezent a fost prospectată o suprafață de 75 mii km², în special prin metode aeriene, lucrări care au permis determinarea a 150 iviri de mineralizații uranifere. Localizările cele mai importante au fost detectate în formațiunile sedimentare. O importanță secundară au zăcămintele de tip stratiform, în timp ce mineralizațiile uranifere, detectate în pegmatite, nu pot fi considerate de o importanță economică.

Lucrările de prospectare aeriană au fost începute în Argentina în anul 1958, dar ele au căpătat un caracter continuu abia în anul 1960. Pe lîngă metodele aeriene s-au folosit și metodele terestre de prospectare, emanometrul „Ambronn" dovedindu-se deosebit de eficace. Acestea au permis să se determine continuitatea zăcămintelor și au contribuit la buna amplasare a lucrărilor de foraj în cazurile cînd mineralizațiile erau acoperite de straturi aluvionare groase. Cercetările efectuate prin foraje și lucrări miniere au confirmat rezultatele obținute prin emanometrie.

O instalație simplă pentru tratarea minereurilor rezultate din lucrările de exploatare a contribuit la promovarea rezervelor și la pregătirea cadrelor pentru uzina hidrometalurgică ce se va pune în funcțiune la începutul anului 1965. Rezervele Argentinei se ridică la 7 000 t U_3O_8 și se așteaptă o creștere pînă la 13 000 t [14].

În Brazilia prospectarea zăcămintelor uranifere a început în anul 1956 și se așteaptă ca aceste lucrări să fie terminate în anul 1966, cînd vor fi cunoscute posibilitățile de resurse nucleare ale acestei țări. În planul de cercetare s-a stabilit că datorită caracteristicilor lor vor fi excluse inițial de la operațiile de prospectare formațiunile metamorfice, care constituie partea esențială a platformei braziliene: granitele, întrucît manifestațiunile hidrotermale în acestea par să fie sporadice; formațiunile pegmatitice, din care extracția materialelor nucleare, chiar ca subproduse, pare să fie improbabilă și zonele cu conținut de thoriu deja prospectate.

Ca metode de prospectare a uraniului, în Brazilia se utilizează metodele geochimice, geofizice și, în special, aeroscintilometria. Minereurile obținute din lucrările geologice sînt prelucrate într-o stație pilot, construită special în acest scop [15].

Concluzia generală a rapoartelor prezentate în cadrul secției „Resurse și necesități de uraniu și thoriu" este că cercetările pentru detectarea de noi zăcăminte de uraniu și thoriu trebuie începute cît mai repede cu putință. În acest sens ea a și fost exprimată în cuvîntul de închidere al președintelui secției O.A. *Quihillalt* (Argentina), care a remarcat că țările cu zăcăminte bine cunoscute și date în exploatare de mult, ca: Statele Unite, Canada, Republica Sud Africană și Franța, își vor dubla probabil rezervele în următorii 20 de ani pentru uraniul extractibil la prețul de 8 — 10 $ pe livra de U_3O_8 în concentrat. Rezultate bune au fost obținute în ultimul timp și în alte țări ca: Spania, Argentina, India unde au fost puse în evidență rezerve de ordinul miilor de tone de U_3O_8. Portugalia, Iugoslavia, Australia și alte țări au, de asemenea, o contribuție la creșterea rezervelor de minereuri nucleare.

Rezervele totale de uraniu în lumea occidentală se cifrează la circa 0,5 mil. tone metal extractibil, la prețul de 8 $ pe livra U_3O_8 în concentrat. Prețurile actuale ale uraniului sînt la nivelul cel mai jos din toată perioada valorificării acestui material și ele vor rămîne probabil la acest nivel pînă în anul 1970, cînd cererile vor crește și prețurile se vor ridica la 10 — 30 $ pe livra U_3O_8, afară de cazul cînd prin explorările ce se vor efectua pînă atunci, vor fi descoperite zăcăminte de calitate superioară, care să asigure uraniu la prețuri mai mici.

Resursele existente de uraniu vor putea satisface necesitățile pînă în anul 1980 — a spus în continuare președintele — dar în jurul anului 2000 vor fi necesare minimum 3 milioane de tone uraniu în cazul cînd acesta va fi utilizat pentru obținerea de energie în reactori de tip comun. Această cifră va fi însă mult mai mică dacă vor fi utilizați reactori tip „breeder" sau cu apă grea.

Ing. **S. TĂTARU**

CRONICA

DIN ISTORIA MINERITULUI ROMÎNESC

AURUL DACIEI

Ing. *S. TĂTARU*

Pe teritoriul patriei noastre se extrage aurul din cele mai vechi timpuri. Acest lucru este confirmat atît de inventarul arheologic, bogat şi variat în acest domeniu, cît şi de probe scrise. Dintre acestea din urmă prima este atribuită lui Herodot care, vorbind despre incursiunea regelui persan Darius în nordul Dunării în anul 513 î.e.n., a întîlnit un popor „purtător de aur" — agatirşii, un trib scitic de care a fost învins pe rîul Maris, foarte probabil Mureşul de azi.

Un istoric roman din epoca lui August, Diodor, vorbind despre înfrîngerea lui Lisimach, general al lui Alexandru Macedon de către Dromichete, regele geţilor, în anul 292 î.e.n., aminteşte de bogăţiile nemăsurate de aur ale acestui rege, care, luînd prizonier pe generalul macedonean, l-ar fi ospătat servindu-l cu tacîmuri de aur, în timp ce el şi luptătorii săi ar fi mîncat, la aceeaşi masă, din farfurii şi cu linguri de lemn, pentru a servi invadatorului o lecţie asupra zădărniciei goanei după bogăţii şi cuceriri. Nu se ştie dacă acest episod este real sau imaginar, dar existenţa lui în cronicile latine este o mărturie a spiritului fin şi a vitejiei geţilor şi constituie o confirmare a existenţei unor rezerve mari de aur în Daco-Geţia.

Legenda comorii regelui Dromichete s-a păstrat mult timp în popor şi Cezar Petrescu a folosit-o ca temă pentru unul din romanele sale.

Multe mărturii scrise asupra exploatării aurului în Dacia există din perioada invaziei şi ocupaţiei romane, aurul, ca şi celelalte bogăţii ale acestei provincii, făcînd ca Traian să aducă aici „infinitas copias hominum, ex toto orbe Romano"* — nesfîrşite mulţimi de oameni de pe întreg imperiul.

În ceea ce priveşte inventarul arheologic, o serie de obiecte confirmă existenţa unor intense exploatări aurifere în Munţii Apuseni încă din epoca preromană. Astfel, la mina Roşia Montană au fost găsite monede macedonene din secolul IV î.e.n.; lîngă Brad, la Musariu, s-au găsit ciocane de piatră, iar pe Valea Crişului Alb, la Ţebea şi Caraci, s-au găsit de asemenea monede din epoca preromană, ciocane din trahit, saci de piele pentru unelte şi trei statuete de mineri sau ale zeităţilor lor. Există, de asemenea, date că fenicienii şi grecii cumpărau aur de la daci. De altfel, atît cantităţile mari de aur descoperite de către arheologi în coloniile greceşti de pe ţărmul Mării Negre, cît şi pe teritoriul R. P. Ungare, pot proveni numai din Transilvania, cea mai apropiată dintre provinciile aurifere importante ale antichităţii. Bogăţiile de aur ale Daciei erau fără îndoială cunoscute şi romanilor care, atunci cînd au întreprins războaiele de cucerire a Daciei, au avut în vedere şi posibilitatea de a pune mîna pe aceste bogăţii.

Vorbind despre cauzele care au făcut pe romani să cucerească Dacia, împingînd astfel limitele imperiului dincolo de frontiera naturală şi sigură care o constituia Dunărea, istoricii amintesc despre incursiunile de pradă ale dacilor în provincia romană Moesia, de neliniştea pe care le-o provoca existenţa unui stat dac centralizat şi puternic în chiar centrul lumii „barbare", căruia imperiul îi plătea un bir anual pentru „paza frontierei", dar amintesc prea puţin de aurul Daciei, care, fără îndoială, i-a ademenit pe cuceritori. Într-adevăr în perioada cînd Traian a întreprins cele două războaie împotriva dacilor, singurele zăcăminte mai importante de aur ale imperiului, cele din Peninsula Iberică, erau epuizate, iar finanţele imperiului treceau printr-o perioadă de greutăţi. Un poet latin, Petronius, cu numai 30 — 40 de ani înaintea războaielor dacice, vorbea despre obiceiul romanilor, spunînd că „dacă există undeva vreun golf ascuns sau un continent necunoscut unde se găseşte aur, se decretează că acolo e un duşman şi se pregăteşte sămînţa unor războaie sîngeroase şi cucerirea de noi comori" (Cap. CXIX vers. 4 — 7). Aşa dar este evident că aurul Daciei a constituit una din cauzele pentru care romanii au ocupat această provincie în primul rînd din necesităţi financiare şi în al doilea rînd din însăşi natura expansionistă a statului roman.

Cantitatea de metale preţioase, luate de către Traian de la daci, a fost şi este încă discutată, datorită informaţiilor puţine şi nesigure de care se dispune.

Un demnitar bizantin din secolul VI, Ioannes Laurentius Lydus, utilizînd ca sursă notele medicului personal al lui Traian, Criton, care l-a însoţit în ambele campanii din Dacia, spune că acesta ar fi adus la Roma din provincia învinsă „de 500 ori cîte zece mii de funţi de aur şi de două ori mai mult argint, pe lîngă numeroase vaze şi amfore de valoare, arme şi mai mult decît de 50 de ori cîte 10 mii de luptători viteji, cu tot armamentul lor".

Cifrele prezentate de scriitorul bizantin sînt neverosimil de mari şi au produs multe confuzii. Într-adevăr, este greu de admis că în regatul lui Decebal ar fi putut exista o cantitate de peste 1 500 t aur şi de două ori mai mult argint, cu toate că se ştie că aurul din minele bogate din munţii Apuseni era exploatat din timpuri străvechi şi că de pe timpul lui Buerebista statul dac, devenind centralizat şi puternic, ţinea în mîinile sale toate bogăţiile ţării.

Recent, Carcopino, analizînd diferite sisteme de măsură greceşti şi romane, ajunge la concluzia că aceste cifre sînt mărite de 10 ori de către Ioan din Lydia, voit sau nevoit, care a confundat unităţile de măsură greceşti şi romane [1].

Ar rezulta astfel că Traian a scos din Dacia 165,5 t aur şi de două ori mai mult argint. Aceste cantităţi nu mai sînt de domeniul legendei, ele putînd fi considerate ca reale dacă se admite că metalele preţioase au fost cumulate de către conducătorii statului dac în decursul multor decenii, sau poate veacuri, de exploatare intensă a zăcămintelor din Transilvania. Dealtfel, în accepţia modernă, cele 165 t aur nu reprezintă o cantitate enormă, ele constituind 7 — 8% din rezervele de aur ale unei ţări capitaliste (ex. Franţa, Anglia, Elveţia, Italia), în care acumularea aurului a început nu cu mult mai bine de un secol în urmă.

Traian a reorganizat în ritm rapid şi a intensificat exploatarea aurului în Dacia, ceea ce dovedeşte încă odată că el a urmărit să ocupe provincia pentru acapararea acestor bogăţii. Pentru administrarea minelor de aur el şi-a numit, dintre liberţi, un reprezentant personal *„procurator aurarium"* cu sediul la Ampellum (Zlatna) care avea două ajutoare „subprocuratores aurarii" la Abrud (Alburnus Minor) şi la Brad. O armată întreagă de funcţionari, recrutaţi dintre liberţi şi sclavii publici, ajutau la supravegherea exploatării aurului: „tabularii" (contabili) „adiutores tabularii" (ajutor -contabili), „dispensatores" (casieri), „scribae" (registratori), „librarii" (agenţi ai fiscului) ş.a. În muzeele din Transilvania se găsesc multe pietre funerare ale acestor funcţionari, de unde rezultă că ei erau oameni cu stare. Fiind oameni ai împăratului, aceştia erau puternici şi venali şi constituiau un fel de c o r p, numit în inscripţii „liberti et familia aurarium" [2].

Pentru lucrul efectiv în mine au fost aduşi de pe tot cuprinsul imperiului peste 20 000 de ocnaşi „damnati ad metalla", care şi-au ispăşit pedepsele lucrînd pînă la sfîrşitul vieţii în minele de aur. Pe lîngă aceştia, din Dalmaţia au fost aduşi mineri calificaţi „Pirustae", „Baridustae", „Sardeates", care aveau o situaţie favorizată, datorită specializării lor şi au fost aşezaţi într-o colonie aparte „Vicus Pirustarum", Roşia Montană de astăzi.

* Eutropius VIII. 6

Zona auriferă din Munţii Apuseni era apărată împotriva invaziilor dacilor liberi şi a triburilor aliate lor, prin amplasarea la Apulum (Alba Iulia) a legiunii a XIII-a Gemina, dublată de I-a Adiutrix, ai căror soldaţi erau dislocaţi pe lîngă minele aurifere din regiune. Legionarii romani păzeau de asemenea pe sclavii din mină, care încercau şi adesea reuşeau să fugă la dacii liberi sau la „barbari", pentru a scăpa de viaţa inumană şi de condiţiile îngrozitoare de muncă din mină. Se presupune de asemenea că soldaţii ar fi fost utilizaţi şi pentru unele munci în mină.

Romanii întrebuinţau trei metode de exploatare a aurului din minele din Transilvania :

1. Minereurile aluvionare bogate erau măcinate în pive de fier cu ajutorul ciocanelor, aurul fiind separat de roca sterilă într-un curent de apă sau cu ajutorul „şaitrocului".

2. Pentru a se ajunge la filoanele mai adînci, se săpau puţuri „putei", cu diametrul 1 — 1,30 m, cu ajutorul apei şi al focului. Acest procedeu consta în următoarele : roca era încălzită puternic cu ajutorul focului, peste ea turnîndu-se apoi apă amestecată cu oţet care o făcea să se fisureze, cînd se putea disloca uşor cu ajutorul unor pene de lemn sau metalice.

3. Galeriile, „cuniculi", se săpau cu ajutorul dălţilor metalice şi al ciocanelor. Galeriile săpate de romani aveau înălţimea de 1 — 1,6 m şi lăţimea de 0,6 m. Ele sînt de secţiune dreptunghiulară, ceea ce permite să fie deosebite astăzi de galeriile săpate de către saşi, în evul mediu, care au secţiunea trapezoidală.

Urme ale vechilor exploatări romane au fost găsite într-o serie de localităţi din Munţii Apuseni. Două galerii romane se găsesc la Ruda : una are lungimea de 180 m, a doua — de 650 m. Ambele sînt de secţiune dreptunghiulară, avînd lăţimea de 60 — 70 cm şi înălţimea de 1 m. La distanţe egale în pereţii galeriilor sînt săpate nişe speciale pentru torţele de iluminare. Apa fiind deficitară în munţi, la înălţime, romanii au construit o serie de apeducte pentru a-şi asigura apa necesară metodei de exploatare practicate de către ei. Urme ale acestor apeducte şi cisterne pentru apă au fost găsite la Barza, Piatra Seacă şi Vulcoi-Corabia. Cele mai multe urme ale vechilor exploatări romane se găsesc însă la Roşia Montană, care era centrul activităţii lor miniere. Aici se pot vedea şi astăzi urmele lucrărilor miniere executate cu ajutorul focului şi al apei. Numărul mare al obiectelor şi lucrărilor rămase de pe timpul romanilor la Roşia Montană cît şi dimensiunile grandioase ale acestor lucrări au făcut ca Academia de Ştiinţe a R.P.R. să declare masivul Cetatea, din perimetrul comunei Roşia Montană, monument istoric.

Într-o serie de alte exploatări vechi (Abrud, Bucium, Vulcoi, Corabia, Poiana, Techereu, Zlatna, Almaşul Mare, Stănija, Băiţa, Musariu, Măgura, Caraci etc.) s-au găsit monede romane, instrumente şi scule din inventarul minier, opaiţe etc.

Se apreciază că romanii extrăgeau anual din minele Daciei circa 3 000 kg aur şi o cantitate aproape dublă de argint, de unde rezultă că în timpul celor 166 de ani de ocupaţie ei au putut scoate din Dacia circa 500 t aur şi aproape 950 t argint. Aceste cifre pot fi considerate reale dacă se ţine cont de numărul mare de mineri întrebuinţaţi (20 000 numai condamnaţi), de faptul că romanii exploatau doar minereurile foarte bogate şi că volumul lucrărilor executate de către ei este impresionant de mare. S-a emis chiar ipoteza că romanii n-ar fi avut timp în cei 166 ani de ocupaţie să efectueze un număr aşa de mare de lucrări, ca cele ale căror urme se pot vedea astăzi şi că multe din aceste urme ar fi din perioada evului mediu timpuriu, perioadă din care, datorită vremurilor tulburi, nu s-au păstrat dovezi scrise asupra existenţei exploatărilor. Nu există însă nici o dovadă care să confirme această ipoteză, ci există doar mărturii care confirmă exploatarea acestor mine de către romani.

Este evident că romanii au extras aurul şi din aluviuni, dar specificul lucrărilor la zi a făcut ca urmele acestor exploatări să se piardă, în timp ce exploatările în subteran s-au păstrat mai bine. Cu toate acestea este cert că romanii au extras aurul din aluviunile Arieşului, în 1325 menţionîndu-se existenţa unei exploatări în aluviuni la Baia de Arieş pe locul unor lucrări mai vechi [3].

Informaţii preţioase asupra organizării industriei aurului în Dacia s-au păstrat scrise pe o serie de tăbliţe ceruite, găsite la Roşia Montană. Din acestea rezultă spiritul de organizare al administraţiei romane cît şi nivelul, înaintat pentru acea vreme, al tehnicii miniere în Dacia. Unele aspecte de ordin social se desprind dintr-o tăbliţă în care se spune că ea a fost scrisă la 20 mai 164 de către scribul Flavius Secundus la cererea lui Memnius, fiul lui Asclepius, el însuşi fiind neştiutor de carte ; acesta se angajează pe sine şi munca sa arendaşului unei mine de aur, Aurelius Adiutor, şi începînd din ziua de azi pînă la idele lui noiembrie va trebui să primească 70 de dinari plată în bani şi mîncare. Banii vor fi plătiţi la expirarea termenului contractului. Pentru această plată Memnius, fiul lui Asclepius, va pune la dispoziţia arendaşului amintit munca sa în deplină putere şi sănătate. În cazul cînd, împotriva voinţei arendaşului, el va voi să renunţe la contract sau va înceta lucrul înaintea termenului stabilit, el va plăti cîte 5 sesterţi pentru fiecare zi nelucrată care se vor scădea din suma totală. În cazul cînd lucrul va fi întrerupt din cauza inundaţiilor plata se va face pe bază de înţelegere. În cazul cînd după expirarea termenului contractului antreprenorul va întîrzia cu plata banilor el va trebui să plătească aceeaşi penalizare pentru fiecare zi care depăşeşte primele trei zile de la expirarea contractului. *

Într-o altă asemenea tăbliţă, întocmită la Roşia Montană cu cîteva luni înaintea celei menţionate mai sus, un oarecare Lucius Ulpius Valerius se angajează în condiţii analoge să lucreze pentru arendaşul Socrate, fiul lui Socrate ; într-o a treia, a cărei dată nu se poate citi, cel care arendează este Titus Beusantis. Ambii aceşti arendaşi sînt menţionaţi în prima tăbliţă, în calitate de martori. Rezultă că în acea epocă se diferenţiase o categorie socială de antreprenori care exploatau minele de aur pe cont propriu cu ajutorul mîinii de lucru plătite şi cedînd probabil o oarecare cantitate din aurul extras statului.

Se consideră specific pentru Dacia angajarea de muncitori liberi care să lucreze ca salariaţi în minele de aur [4]. Faptul că oamenii liberi se angajau să lucreze în minele de aur denotă că acest lucru era rentabil, fapt ce poate fi explicat numai prin bogăţia minereurilor. Muncitorii aurari erau organizaţi în colegii profesionale „Collegium aurariarum", avînd în frunte un „magister". Colegiile mai mari aveau subdiviziuni, *„decurii"*. Fiecare colegiu avea un „patron", deobicei o personalitate din conducerea municipialităţii. Aceste colegii, organizate pentru apărarea intereselor profesionale, ţineau periodic adunări, unde se discutau problemele ce interesau pe membrii colegiilor, organizau serbări etc. Membrii colegiilor plăteau o cotizaţie băneaască, probabil şi în natură, casieria colegiului fiind controlată de doi chestori.

Pe baza acestor cotizaţii familiile primeau ajutoare băneşti în cazul cînd murea capul familiei, membru al colegiului. Buna organizare a vieţii sociale în industria aurului constituie de asemenea o dovadă a existenţei unei intense exploatări a aurului pe pămîntul Daciei felix.

Metalele preţioase extrase de către romani din Dacia au fost răspîndite în diferite părţi ale imperiului, contribuind astfel la răspîndirea tehnicii metalurgice şi a artei meşteşugarilor bijutieri daci în toată lumea cunoscută pe atunci. Deşi arta acestor meşteşugari avea rădăcini adînci în tehnica metalurgică din Dacia preromană şi a păstrat vechile tradiţii dace, ea a fost din ce în ce mai mult supusă influenţei tehnicii metalurgice romane. Cel mai mult această influenţă s-a resimţit în fabricarea obiectelor de lux, a bijuteriilor care trebuiau să fie pe gustul stăpînitorilor. Din această cauză stilul predominant al obiectelor de aur fabricate de către meşteşugarii din Dacia este stilul roman, în care se resimte totuşi influenţa tehnicii metalurgice dace.

---

* „Flavius Secundinus scripsi rogatus a Memnio Asclepi, quia se literas scire negavit, it quod dixsit se locasse et locavit operas suas opere aurario Aurelio Adiutori ex hac die in idus Novembres proximas denariis septuaginta cibarisque. Mercedem per tempora accipere debebit. Suas operas sanas valentes edere debebit conductori supra scripto. Quod si invicto conductore recedere aut cessare v luerit dare debebit in dies singulos HS V numerates de summa mercedis. Quod si fluor. impedierit, pro rata computare debebit. Conductor si tempore peracto mercedem solvendi moram fecerit, eadem poena tenebitur exceptis cessatis tribus".

Actum Immenoso Maiori.

Titus Beusantis	Socratio	Memnius
qui et Bradua	Socrationis	Asclepi

O dată cu retragerea de către Aurelian a trupelor romane din Dacia (271 e.n.) dispar practic monumentele scrise care să ateste existența în continuare a unor exploatări aurifere în Dacia. Fără îndoială însă că o oarecare activitate a existat în zona auriferă din Munții Apuseni fiindcă, aproape cu o mie de ani mai tîrziu, se regăsesc aceleași exploatări în plină activitate pe vechile locuri.

Se știe că în perioada mișcării spre vest a popoarelor venite din est și din nord-est, Dacia a fost primul bastion roman care a ieșit din dispozitivul roman în urma izbirilor puternice și repetate ale popoarelor numite de către romani „barbare".

Teritoriul acestei provincii a fost unul din principalele capete de pod de unde popoarele „barbare" atacau imperiul, care sub presiunea puternică a acestora și măcinat de crize interne pînă la urmă s-a și prăbușit. După aceasta, prin Dacia au trecut principalele canale prin care popoarele estice s-au scurs spre vest, atrase de dorința de pradă și de mirajul civilizației.

În această perioadă de cumplită învălmășire de populații, instabilitate politică, lupte și năvăliri succesive, nu au existat pe teritoriul Daciei condiții care să favorizeze activitatea industrială și comercială și fără îndoială că în această perioadă extracția aurului în Dacia s-a redus simțitor. Mai mult decît atît, dacă l-am crede pe istoricul englez O. Davies, o seminție germanică, marcomanii, ar fi luat cu ei din Dacia pe toți minerii pricepuți, instalîndu-i în Boemia pentru exploatarea minelor din această provincie. După sute de ani aceștia mineri spune Davies, s-ar fi reîntors în Dacia, despre care știau din tradiție, vorbind o limbă alterată datorită izolării îndelungate în munți, ei fiind găsiți în evul mediu sub denumirea de mineri sași din minele aurifere din Transilvania*. Afirmația lui Davies trebuie primită cu multă prudență, dar este un fapt cert că pe la începutul mileniului nostru, atît în Munții Apuseni cît și în Maramureș, se întîlnesc mineri sași care exploatează minele de aur. Este însă probabil că ei au fost aduși aici de către regii unguri care au ocupat Transilvania în jurul anului 1000.

Faptul că unele exploatări miniere cunoscute de către romani apar la sfîrșitul evului mediu cu denumiri tipic slave (Zlatna, Ruda), permite să se tragă concluzia că slavii care au apărut pe teritoriul Daciei în secolul VI, au exploatat aceste mine, schimbîndu-le denumirea lor romană, probabil din cauza faptului că în aceea perioadă slavii avea o situație politico-militară predominantă. Asemenea cazuri de schimbări de denumiri s-au mai întîlnit în decursul istoriei și la alte popoare. Alte denumiri slave pentru localitățile aurifere din Ardeal au fost însă date de către romîni ulterior, din bagajul de cuvinte slave, intrate în limba romînă (ex. Corabia, Stănija etc).

Romanii nu au cunoscut minele de aur din nord-vestul țării, dealtfel ele se găsesc cu cîteva zeci de kilometri mai la nord de limita superioară a provinciei nordice Dacia Porolissensis. Nu se știe precis cînd a început exploatarea aurului în Maramureș, în orice caz după ocuparea provinciei de către unguri minele aurifere din Maramureș erau proprietate a coroanei mai precis a reginei, lucru confirmat și de unele denumiri (ex. Rivulus Dominarum — Baia Mare de azi, menționată în anul 1086 sub acest nume).

Așa cum se atestă în cronica notarului anonim al regelui maghiar Bella al III-lea, ungurii, cînd au ocupat Transilvania în jurul anului 1000, știau că în această provincie există aur. Textul este redactat corect și fără echivoc în acest sens [5]: „Tuhutum, tatăl lui Horca, un om șiret, a prins de veste de la locuitori despre bunătatea țării de dincolo de păduri (Terra Ultrasilvane) unde stăpînea un romîn (blachus),anume Gelu. Și a început să-l frămînte gîndul de n-ar putea cumva, din milostivirea ducelui Arpad, stăpînul său, să dobîndească „țara de dincolo de păduri" pentru sine și pentru urmașii săi. Iară sus-zisul Tuhutum, om foarte prevăzător, a trimis pe un bărbat șiret, pe Ogmand, tatăl lui Opaforcos, să meargă într-ascuns și să afle felul și rodnicia „țării de dincolo de păduri" și cum sînt locuitorii ei și dacă ar fi cu putință să înceapă război cu ei. Căci Tuhutum voia să-și cîștige faimă și pămînt.

Cînd tatăl Ogmand, iscoada lui Tuhutum, dînd tîrcoale ca vulpea, a văzut, cît poate cuprinde vederea omenească, bunătatea și vrednicia țării și a locuitorilor săi, i-a plăcut nespus de mult și s-a întors în cea mai mare grabă la stăpînul său. Și după ce a sosit, i-a spus multe despre bunătatea acestei țări, că pămîntul acela este udat de cele mai bune rîuri ale căror nume și foloase le-a înșirat, că din nisipurile lor se culege aur și aurul acestei țări e foarte bun și că acolo se scoate din pămînt sare și materii sărate....."

Restul evenimentelor sînt cunoscute din istorie. Reiese însă cert din document că în Transilvania se extrăgea aur în acea perioadă, cel puțin din aluviuni, cronica de mai sus fiind printre singurele izvoare care atestă extragerea aurului în Dacia din nisipurile aluvionare, întrucît, așa cum era de așteptat, urmele acestor exploatări nu s-au păstrat.

Colonii sași, pe care Miron Costin, la fel ca și Davies, îi consideră în mod greșit ca urmași ai vechilor daci [6], sînt menționați în Maramureș și în Munții Apuseni pe la 1141, fiind izgoniți cu un secol mai tîrziu de către marea năvală a tătarilor de la 1241, cînd au fost distruse parțial instalațiile de la suprafața minelor. Se pare că în acea epocă exploatarea aurului în nord-vestul țării a cunoscut o perioadă de înflorire lucru datorat probabil și situației privilegiate create pentru minerii din acea regiune : ei aveau o organizație profesională proprie alegîndu-și singuri starostele „magister", puteau utiliza pentru susținere lemn din pădurile regale etc. În aceste condiții cîmpurile aurifere s-au dezvoltat și exploatarea lor a sporit în intensitate. Pe la 1300, așa cum menționează cercetătorul maghiar G. Selenyi [7], un miner de la mina Baia-Sprie, romîn, poreclit Cap-mic, a descoperit zăcămîntul de aur de la Capnic, care avea să devină unul din cele mai importante zăcăminte aurifere exploatate în secolele următoare în bazinul maramureșan. Se pare însă că darea în exploatare a acestui zăcămînt a fost legată și de unele dificultăți, întrucît la 1516 oberkamergraful Ioan Tordai comunică instanțelor superioare că deși mina Capnic este foarte bogată, ea nu poate fi exploatată normal din cauza bandiților care împînzesc pădurile învecinate și propune ca să se disloce în zona minei un detașament militar, sau ca aceasta să fie înconjurată cu un șanț de apărare care ar putea fi umplut cu ape subterane întrucît încă din 1512 se dăduse în exploatare galeria a 3-a pentru evacuarea apelor de pe filonul principal. Mina Capnic va trece din mînă în mînă, avînd ca proprietari antreprenori sau aventurieri de diferite naționalități, exploatarea ei se face însă de către mineri romîni și saxoni.

Tot în această perioadă se exploatează intens minele din zona Rodna-Veche, ele trecînd prin veacul al XVII-lea în mina colegiului minier din Bistrița. Zgura ce s-a găsit pe masivele Curățel, Benție, Crăciunel, Gheci, Dealul Popii, permite să se tragă concluzia că în acea perioadă se utilizau și procedee pirometalurgice pentru extragerea aurului din minereuri.

În timp ce minele de aur din nord-vestul țării cunosc în această epocă o perioadă de înflorire, cele din Munții Apuseni, dimpotrivă, au o perioadă de decădere și stagnare după trecerea lor sub administrația episcopatului catolic de la Alba-Iulia. Se știe că în anul 1277 minerii din această zonă, romîni ortodocși, se răscoală împotriva noii organizații revendicînd o serie de drepturi [8]. Evenimentele tulburi și sîngeroase (2 000 de morți numai în anul 1277) vor dura 134 ani pînă în 1417 cînd minerilor din Munții Apuseni le-au fost acordate o serie de privilegii. Un eveniment important în această perioadă îl constituie reapariția exploatării Baia de Arieș (Offenbanya) unde la 1325 sînt menționate exploatări la zi de aur aluvionar. Asemenea exploatări existau și în Valea Crișului Alb la Baia de Criș, Caraci și Țebea.

---

* „... the Marcomani carried off skilled miners in Bohemia, where for several centuries, isolated in the mountains, they preserved their technique, and ultimately emerged with altered language as the saxon miners of the Middle Ages". [3].

Pătrunderea turcilor în Europa centrală, în urma zdrobirii armatelor ungureşti din anul 1526 la Mohacs, a constituit un factor de dezorganizare a activităţii minelor de aur din Transilvania. Se ştie că în urma înfrîngerii de la Mohacs Ungaria şi partea de vest a Ardealului devin paşalîc turcesc, în timp ce cea mai mare parte a provinciei îşi păstrează o independenţă destul de relativă, sub denumirea de „Marele principat al Transilvaniei", voevozii ardeleni fiind însă vasali turcilor. Cîtva timp minele din Munţii Apuseni sînt administrate de paşa din Varadin (Oradea). Scăderea importanţei aurului transilvănean ca şi a importanţei extracţiei de metale preţioase pe întregul continent european în această perioadă, are loc însă şi în legătură cu descoperirea Americii, de unde conquistadorii pompau spre Europa aurul şi argintul luat de la indienii care-l cumulaseră timp de veacuri.

*

În concluzie, se poate spune că extracţia aurului constituie cea mai veche activitate industrială importantă pe teritoriul patriei noastre. Ea a durat, foarte probabil fără întrerupere, de-a lungul întregii istorii cunoscute a acestor locuri.

În această perioadă îndelungată s-a extras din subsolul ţării noastre o cantitate mare de aur, care a fost răspîndit în toată lumea cunoscută. Extracţia şi prelucrarea minereurilor aurifere s-a făcut de către mineri şi meşteri băştinaşi, precum şi de către coloni. Circulaţia intensă a aurului a contribuit la răspîndirea meşteşugurilor şi tehnicii localnicilor daci şi daco-romani, pe întreg teritoriul Europei. Nu încape îndoială că munca în minele Daciei antice şi medievale era o muncă grea şi inumană. Faptul că aurul, spre deosebire de celelalte substanţe minerale utile, are posibilitatea de a circula ca atare, fără a fi nevoie să fie preschimbat în bani, fiind echivalent general, a făcut ca posesorii acestor mine să încerce să scoată din ele cît mai mult aur, fără să cruţe viaţa, eforturile sau sănătatea celor care lucrau în mină. Din această cauză cele spuse de Marx [9] „Munca excesivă ... este groaznică în antichitate atunci cînd este vorba să se obţină o valoare de schimb în forma ei independentă de bani, adică atunci cînd este vorba de producţia aurului şi a argintului. Munca forţată pînă la istovirea de moarte este aici forma oficială a muncii excesive"... sînt fără îndoială valabile şi pentru Dacia.

BIBLIOGRAFIE

[1] Carcopino, C. *Les richesse des Daces et le regressement de l'empire „Dacia".*
[2] * * * *Istoria Romîniei.* Vol. I, Editura Academiei R.P.R., 1960.
[3] Davies, O. *Roman Mines in Europa.* Oxford, 1935.
[4] Kruglikova, L. K. *Dacia în timpul ocupaţiei romane.* Akademizdat, 1956.
[5] Pall, Fr. şi Mureşan, C. *Lecturi din izvoarele istoriei Evului Mediu.* Editura didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1961.
[6] Costin, M. *De neamul Moldovenilor.*
[7] Selenyi, G. *Revista de geologie aplicată,* Berlin, 1895.
[8] Haiduc, I. *Industria aurului în Romînia.* Bucureşti 1940.
[9] Marx, K. *Capitolul.* Vol. I, E.S.P.L.P., Bucureşti. 1957.

DOCUMENTARE

Suidulin, R. M. şi Kalujskih, A. L. **Experimentarea cuzineţilor din lemn la morile uzinelor de preparare.** Ţvetnîie metalli, nr. 10, 1964, p. 76—79.

Se expune experienţa folosirii cuzineţilor din lemn la morile uzinelor de preparare din U.R.S.S.

Se arată că încercările comparative ale cuzineţilor din compoziţie şi din lemn — în formă de masă lemnoasă presată în straturi — au dovedit că cuzineţii din lemn corespund perfect cerinţelor exploatării : au un coeficient redus de frecare ($f = 0{,}005$) sînt rezistenţi la uzură, au o rodare lesnicioasă şi rezistenţă mecanică corespunzătoare.

Pe de altă parte, costul cuzineţilor din lemn este considerabil mai mic decît al celor din compoziţie (circa 4 ori).

O condiţie necesară pentru funcţionarea sigură a cuzineţilor din lemn este de a dispune permanent de apă industrială.

Sinelnikov, L. M., Zolnikov, V. V. ş.a. **Despre influenţa explodărilor industriale asupra integrităţii clădirilor şi construcţiilor industriale.** Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 9, 1964, p. 16—17.

Se examinează influenţa explodării încărcăturilor de explozivi la exploatările la zi, subliniindu-se efectul dăunător asupra clădirilor şi construcţiilor industriale, mai ales atunci cînd acestea cad în zona undelor seismice şi de aer.

Folosirea la cariera Krasnogorsk a împuşcărilor după procedeul cu întîrziere de miimi de secunde, care a micşorat întrucîtva efectul seismic, a provocat totuşi stricăciuni la clădirile şi construcţiile industriale ale oraşului Mejdurecensk. Cu această ocazie s-a constatat că efectul explodărilor se resimte la distanţe mai mari decît cele calculate după formulele N.T.S.

Cercetările efectuate au arătat că fenomenul descris depinde de mai multe cauze : condiţiile naturale (reliefuI terenului, gradul de inundare a solului etc.), calitatea proastă a lucrărilor de exploatare (burajul necorespunzător), fisurile în pereţii de cărămidă etc.

Pentru evitarea acestor defecte se propune :

— folosirea unui buraj de calitate superioară şi pe o lungime de 22 ori diametrul găurii de sondă ;

— aplicarea întîrzierilor între explodările grupelor de încărcături (cel puţin 50 s).

— gruparea încărcăturilor de explozivi să se facă într-aşa fel ca greutatea sumară a fiecărei grupe să nu difere de cealaltă decît cu 20%;

— la împuşcarea cu întîrziere se poate mări cantitatea de explozivi simultan explodată faţă de cea instantanee.

În acest caz calculul greutăţii sumare a încărcăturilor se va face după formula empirică, dedusă pe baza datelor experimentale obţinute de Soiuzvzrîvprom :

$$Q_{ms} = 0{,}65\ nQ_{in},$$

unde :

Q_{ms}, Q_{in} reprezintă greutăţile încărcăturilor admise pentru împuşcarea cu întîrziere de miimi de secundă, respectiv împuşcarea instantanee ;

n — numărul treptelor de întîrziere.

Albul, N. G. şi Sapovalov, P. S. **Montarea turnurilor metalice de extracţie în bazinul carbonifer Karaganda.** Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 11, 1964, p. 21—23.

Se analizează patru metode de montare a turnurilor metalice de extracţie, folosite în bazinul carbonifer Karaganda :

— montarea turnului prin asamblarea lui prealabilă pe teren şi ridicarea lui prin procedeul de alunecare sau rotire ;

— montarea turnului prin metoda completării şi fixării subansamblurilor chiar în turn pe măsura definitivării lui, folosind pentru aceasta macaraua-turn ;

— montarea turnului în poziţie verticală alături de amplasamentul locului definitiv şi împingerea lui ulterioară pe amplasament;

— montarea turnului definitiv în interiorul turnului de săpare.

Se propune o formulă pentru calcularea numărului de elemente-subansambluri (blocuri) a turnului, ţinînd seamă de o serie de factori ca: cheltuieli de montare a elementelor din bloc, costul construcţiei şi altele.

În concluzie se subliniază că montarea prin metoda de completare direct deasupra puţului sau în interiorul turnului de săpare este cea mai economică.

Se recomandă ca subansamblurile (blocurile) să nu depăşească greutatea de 4—5 tone.

* * * **Minер de automatizare la perforatoare.** Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 11, 1964.

La combinatul Severonikel s-a elaborat şi s-a introdus la perforatoarele telescopice mîner de automatizare a vibraţiilor, protejînd astfel pe muncitori de acţiunea dăunătoare a vibraţiilor perforatorului.

Mînerul respectiv este un dispozitiv care se compune dintr-un cilindru gol prevăzut la capete cu două mufe, în care sînt introduse inele de cauciuc pentru amortizare. În timpul funcţionării perforatorului, mînerul nu atinge corpul perforatorului, iar inelele de cauciuc reduc amplitudinea vibraţiilor perforatorului. Un regulator special permite reglarea presiunii aerului comprimat, care alimentează perforatorul PT-45.

Folosirea amortizorului descris a înlăturat cauza îmbolnăvirii minerilor de boală provocată de vibraţii.

Rubin, K. I. şi Viatkin, E. I. **Betonarea separată la susţinerea lucrărilor miniere orizontale.** Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 12, 1964, p. 9—11.

Se expune o nouă metodă de betonare a galeriilor orizontale de la Combinatul Kemerovoşahtkimstroi, realizîndu-se betonul monolit prin betonarea separată: se aşează mai întîi umplutura din rocile de la înaintare, în bucăţi cu dimensiuni de 60—200 mm, iar după aceasta se injectează un mortar de ciment şi nisip în proporţie de 1 : 1,5.

Se dau rezistenţele obţinute în diferite cazuri variind de la 104 pînă la 224 kgf/cm².

În diagramele prezentate se observă variaţia rezistenţei în funcţie de rezistenţa mortarului, de natura rocilor şi de vîrsta betonului.

Experienţele făcute au arătat că:

— metoda betonării separate prin injectarea mortarului este simplă şi permite mecanizarea lucrărilor de executare a susţinerii din beton;

— rezistenţa betonului executat prin metoda separată este suficientă chiar atunci cînd materialul de umplutură are o rezistenţă relativ mică (270 kgf/cm²);

— costul de susţinere a unui metru de galerie se reduce cu 20—25% faţă de susţinerea obişnuită din beton;

— metoda mai poate fi perfecţionată, atît în ce priveşte calitatea mortarului şi a umpluturii, cît şi felului cofrajului.

Subotin, A. A. **Progresul tehnic la minele din bazinul carbonifer de lîngă Moscova.** Ugol, nr. 11, 1964, p. 6—11.

Se face o privire generală asupra progresului tehnic realizat la minele din bazinul carbonifer de lîngă Moscova, avînd la bază programul de mecanizare şi automatizare a producţiei.

Determinarea principalelor tendinţe ale dezvoltării tehnice în perioada 1959—1965, bazată pe studiul condiţiilor existente şi metodelor de executare a lucrărilor şi analizei consumului de muncă şi materiale pentru fiecare proces de producţie, a arătat că începutul trebuie să se facă prin crearea mijloacelor eficiente de mecanizare complexă a abatajelor.

S-a arătat că numărul abatajelor cu mecanizare complexă a crescut de la 7 în anul 1958 la 137 în anul 1963, producţia astfel obţinută, reprezentînd circa 40% din totalul producţiei din abatajele combinatului Tulaugol.

Pentru realizarea acestui progres s-au folosit armăturile mecanizate Mosbass şi complexele Tula.

Folosind complexul Tula, în anul 1964 s-au obţinut următorii indici tehnico-economici:

— înaintarea lunară a frontului de abataj (în lungime de 63—65 m), 90—120 m;

— producţia zilnică din abataj, 842—1 284 t;

— productivitatea muncii pe sector, 21,3—29,4 t/post;

— productivitatea muncii din abataj, 31,0—39,8 t/post.

Consumul de lemn în abataje s-a redus cu 33%.

Pentru realizarea acestor indici s-au introdus:

— complexe PMK pentru săparea mecanizată a lucrărilor de pregătire;

— metode speciale de asecare prealabilă a nisipurilor şi calcarelor din Tula, bazate pe cercetări geofizice pentru amplasarea raţională a sondelor;

— folosirea utilajului modern de asecare subterană (trolii, pompe etc.);

— susţinerea lucrărilor cu armături metalice (circa76%) şi combinate (metal şi beton armat — circa 24%);

— automatizarea complexă a depozitelor de lemne, 82%;

— automatizarea maşinilor de extracţie, a ventilatoarelor, a pompelor, a liniilor de transport orizontal (transportoare cu benzi etc.);

— extinderea dispecerizării cu mijloace moderne a diferitelor procese de producţie.

Tkemaladze, N. M. şi Apridonidze, L. I. **Experienţa folosirii combinei K-52 M la extragerea cărbunelui dintr-un strat cu înclinare mică.** Ugol, nr. 11, 1964, p. 38.

Se expun rezultatele aplicării combinei K-52 M la exploatarea stratului cu înclinare mică (15—30°), folosind şi transportorul SP-63 la mina nr. 6, trustul Tkvarcelugol.

La lungimea frontului de abataj de 61 m (fără nişe), producţia din abataj a crescut cu 40—50%, productivitatea muncii s-a mărit cu 40—45%, iar preţul de cost a scăzut cu 10—20%.

În felul acesta s-a dovedit, în mod practic, posibilitatea introducerii în exploatarea stratelor de cărbuni cu înclinare pînă la 30° a combinei K—52 M şi a transportorului SP—63.

Surnacev, B. A. **Rezultatele cercetărilor privind semnalizarea cu etilmercaptan în cazul avariilor miniere.** Ugol, nr. 11, 1964, p. 62—65.

Se expune metoda de semnalizare cu etilmercaptan-lichid uşor evaporabil, cu un miros înţepător, introdus direct în curentul de intrare a aerului din reţeaua de aeraj, în locul metodei care prevedea introducerea odorizantului în conductele de aer comprimat.

Se arată dozajul cel mai potrivit a etilmercaptanului după o anumită gradaţie, în funcţie de extinderea reţelei de aeraj, stabilind la temperaturi corespunzătoare (în orice caz mai mici de 35°C) normele de odorizare de circa 3 m³ de etilmercaptan pe 1 000 m³ aer — pentru lungimea reţelei de aeraj de 1—2 km, sau de 6 m³ pentru lungimea reţelei de 3—4 km.

Evaporarea etilmercaptanului se face la intrarea aerului, avînd caracteristica procesului de evaporare dată de cifra medie $q = 0{,}00140$ cm³/cm² secundă, corespunzătoare unei concentraţii de 0,0084 g/m³, mai mică decît cea admisă prin N.T.S. de 0,016 g/m³.

Se indică formula de calcul a cantităţii necesare etilmercaptanului pentru semnalizarea în cazul avariilor.

Timpul maxim al evacuării oamenilor din mină la experimentările făcute a fost de 40 minute, din care 10—15 minute reprezintă trecerea mirosului pînă la locurile de muncă.

Se dă o schemă principială a dirijării de la distanţă a semnalizării avariilor în mină; această schemă a fost experimentată în decurs de doi ani şi a dat rezultate pozitive.

Kanlibaeva, J. M. **Procesul de deplasare a rocilor determinat pe baza datelor de observaţii cu ajutorul izotopilor radioactivi.** Ugol, nr. 12, 1964, p. 17—26.

Autorul face o sinteză a observaţiilor cu ajutorul izotopilor radioactivi şi a aparaturii geofizice în decurs de mai mulţi ani asupra deplasării rocilor, urmărind a da o imagine cît mai apropiată de adevăr despre caracterul deformării rocilor din

apropierea lucrărilor de abataj. din masivul subminat prin exploatare.

Observaţiile s-au efectuat în patru raioane carbonifere din bazinul Karaganda.

Pe baza graficelor şi schemelor întocmite, s-a ajuns la următoarele concluzii:

1—metoda observaţiilor de adîncime cu folosirea izotopilor radioactivi permite obţinerea datelor valoroase despre imaginea reală a deplasărilor în masivul rocilor;

2—pe baza sintetizării materialului de observaţii de adîncime în sectoare cu diferite condiţii miniere şi geologice, s-a stabilit:

— în regiunea coperişului direct şi celui de bază se produc ridicări ondulare, a căror mărime este în funcţie de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi de parametrii metodei de exploatare;

— începutul de desfacere în strat a coperişului direct şi celui de bază, se află de regulă după linia frontului de lucru, spre spaţiul excavat;

— în general, procesul de deplasare pe toată grosimea masivului se produce în trei faze şi se manifestă în trei zone.

În prima fază se observă ridicarea pachetelor de roci din coperişul direct şi din cel de bază, atîrnarea rocilor din partea mijlocie a masivului şi lăsarea suprafeţei spre spaţiul de excavare.

În faza a doua are loc începutul unei coborîri intensive a stratelor inferioare a rocilor cu anihilarea treptată a deplasării pe măsura îndepărtării de la strat şi coborîrea simultană a stratelor superioare.

În faza a treia se produce deplasarea masei întregi a rocilor acoperitoare cu stingerea intensităţii generale de coborîre a stratelor spre suprafaţă.

Se mai indică şi repartizarea zonală pe verticală a deplasării rocilor:

— zona de surpare a coperişului direct în blocuri mari;

— zona de desfacere în strate care cuprind partea centrală din sectorul afectat;

— zona de coborîre, care urmează după deplasarea stratelor din zona mijlocie.

Nikolin, V. I. şi Lîsikov, B. A. **Influenţa adîncimii de aşezare a rocilor din Donеţ asupra proprietăţilor lor fizico-mecanice.** Ugol nr. 12, 1964, p. 26—29.

Se prezintă rezultatele studiului proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor din bazinul Donеţului în legătură cu trecerea exploatării cărbunelui la adîncimi mari.

Studiul respectiv s-a făcut pe baza carotelor obţinute din sondele de explorare cu adîncimi de la 450 la 1 430 m.

S-au cercetat: densitatea reală şi cea aparentă, porozitatea absolută şi cea efectivă, viteza de pătrundere capilară a petrolului. De asemenea, s-au cercetat rezistenţele la compresiune, la întindere şi la forfecare combinată cu compresiunea.

S-a stabilit corelaţia între limita de rezistenţă în cazul compresiunii uniaxiale şi adîncimea de aşezare a rocilor în forma:

$$\sigma_c = 210\ H + 750,$$

în care:

σ_c este rezistenţa de rupere la compresiune a eşantioanelor de formă regulată, bari;

H — adîncimea de aşezare, km.

Formule asemănătoare se dau şi pentru determinarea altor rezistenţe.

Bîlinka, G. K. şi Barulin, V. T. **Înaintarea rapidă a planului înclinat automotor cu ajutorul combinei PK-3 M.** Ugol, nr. 12, 1964.

Se descrie experienţa unei brigăzi complexe unice care a realizat în decurs de 31 zile 1 205,6 m de plan înclinat automotor, folosind combina PK-3 M.

Executarea planului s-a făcut cu combina PK-3 M, înaintînd de jos în sus într-un strat de cărbune cu grosime de 2,2—2,65 m de tărie $f = 1,5—2$ (după prof. Protodiakonov) şi cu înclinare de 8—9°.

Brigada se compunea din 48 muncitori, din care cinci electricieni-lăcătuşi şi cinci mecanici pentru transportoare.

Deşi deasupra stratului se afla un coperiş fals de 0,15—0,2 m din argilit instabil, coperişul de bază era format din gresii acvifere, iar culcuşul stratului era format din roci detritice, s-a realizat o înaintare de 38,8—55,6 m/zi.

Din analiza timpului folosit pentru operaţii separate ale procesului de lucru, reiese că s-a folosit în mod util 84,3% din timpul total, iar 15,7% au prezentat timpi morţi, care se pot reduce.

Repartizarea raţională a muncitorilor pe patru schimburi, calificarea complexă a muncitorilor şi organizarea armonioasă a muncii, precum şi utilajul minier modern, au asigurat o productivitate la înaintare de 0,95 m/post, iar pe muncitor din brigadă 0,73 m/post faţă de 0,207 m/post cît s-a realizat înainte — adică de 3,5 ori mai mult.

Agu, I. A. şi Revazov, M. A. **Consolidarea unui sector al flancului carierei prin ancore şi piloni.** Gornîi Jurnal, nr. 10, 1964, p. 19—22.

Se expun rezultatele pozitive ale experienţei efectuate la carierele Kounrad, Zlatoust-Belovsk din Djezkazganul de Nord şi altele, cu consolidarea flancurilor carierei prin ancore.

Se arată procedeul de constatare a crăpăturilor în masivul rocilor cu ajutorul cabinei suspendate de funiile unui troliu.

S-au forat cu ajutorul dispozitivului BMK—94 sonde cu diametrul de 110 mm în care s-au introdus ancore în lungime de 2 pînă la 3,5 m, depăşind astfel grosimea blocului în consolidare cu 0,5 m. Ancorele au fost din beton armat folosindu-se un amestec de ciment şi nisip în proporţie de 1 : 2 (ciment portland macra 300).

Se dă metoda de calcul a numărului de ancore necesare.

Zîmalev, G. S. **Analiza variaţiei preţului de cost al producţiei de minereu.** Gornîi Jurnal, nr. 11, 1964, p. 7—10.

Se face analiza preţului de cost de la trustul Djerjinskruda, fiind studiate elementele componente ale preţului de cost şi fazele de producţie în lumina datelor comparative pe perioada 1959—1963.

Se dă un tabel cu dinamica indicilor tehnico-economici ai trustului Djerjinskruda pe această perioadă.

Se subliniază că producţia a crescut cu 15,2%, productivitatea muncii s-a mărit cu 28%, iar preţul de cost a crescut cu circa 19,5%.

Îmbunătăţirea indicilor de la producţie şi productivitatea muncii se explică prin factorii de ordin organizatoric (76,6%), prin introducerea tehnologiei noi de exploatare, prin folosirea metodelor de exploatare de mare capacitate, prin concentrarea lucrărilor miniere şi a lucrărilor de întreţinere şi de reparaţie a utilajului minier.

Totuşi, eficienţa economică obţinută prin reducerea preţului de cost apare mai mică decît cheltuielile provocate de alţi factori, care au mărit preţul de cost al minereului.

Printre cauzele acestei situaţii se enumeră:

— micşorarea ritmului creşterii producţiei de minereuri;

— creşterea fondurilor de investiţie necesare pentru reconstrucţia minelor şi dotarea cu utilaj nou, corespunzător;

— introducerea de la 1 ianuarie 1963 a noilor norme mărite de amortizare.

Se propune o serie de îmbunătăţiri ca:

— mărirea concentrării lucrărilor miniere;

— introducerea metodelor eficiente de exploatare care permit folosirea mai bună a utilajelor (BA-85, PPS-2, NKR 100 M, vagonete autopropulsate ABS-2);

— introducerea gurilor de rostogol cu gabarite mai mari (1 200—1 500 mm), cu închizătoare cu sectoare;

— folosirea vagonetelor de 10 t capacitate şi a locomotivelor mai puternice.

Mitus, I. P., şi Bacikovskii, V. I. **Colivie pentru extracţie multietablu.** Gornîi Jurnal, nr. 11, 1964, p. 42—44.

Se descrie colivia construită la uzina Kommunist din Krivoi Rog şi pusă în exploatare la mina Ghigant — Glubokaia

Colivia se compune din rama de suspensie, caroseria mobilă din interiorul ramei şi dispozitivele de legătură între cablurile de extracţie şi de compensare şi rama coliviei.

Greutatea coliviei cu două etaje, dintre care cel de jos este pentru un vagonet cu capacitatea de 10 tone tip VPG-4, este de 20 400 kg, iar greutatea caroseriei (părţii mobile) este de 8 500 kg.

Construcţia acestei colivii se caracterizează prin două perfecţionări specifice :

— una se referă la mobilitatea caroseriei, care poate să se deplaseze vertical pînă la 1 000 mm (în funcţie de adîncimea puţului), asigurîndu-se astfel potrivirea corespunzătoare a coliviei cu nivelul rampei de încărcare şi descărcare (este ştiut că pentru adîncimea puţului de 400—500 m şi vagonete cu capacitate de 3 tone se folosesc platforme basculante) ;

— a doua perfecţionare rezolvă mai bine echilibrarea întinderii cablurilor de extracţie printr-o construcţie din pîrghii şi balastiere pentru efectuatea legăturilor între cabluri şi rama coliviei.

Se mai dau o serie de amănunte relativ la amortizarea şocurilor în perioada pornirii extracţiei, la reglarea şi asigurarea funcţionării dispozitivelor de stabilizare a vagonetului în colivie. Se menţionează necesitatea protejării contra murdăriei şuruburilor de echilibrare de la dispozitivul de legătură între colivie şi cablurile de extracţie, protejarea prin zincarea cablurilor şi ungerea lor, schimbarea podelei din tablă de fier de 5 mm cu tablă de 88 mm grosime.

Rafinenko, D. I. **Despre tehnologia eficientă a extragerii minereului din abataje în cazul metodei de exploatare cu înmagazinare.** Gornîi Jurnal, nr. 12, 1964, p. 23—30.

Se face o analiză a parametrilor metodei de exploatare cu înmagazinare insistîndu-se mai ales asupra eficienţei găurilor de mină cu diametru mic (38 mm în loc de 42—46 mm).

Se recomandă că normarea lucrărilor de perforare în acest caz să se facă folosind formulele :

$$\frac{V_1}{V_2} = \left(\frac{d_2}{d_1}\right)^n$$

şi

$$n = 0{,}7 + 0{,}1\ f,$$

unde :

V_1, V_2 reprezintă vitezele de perforare ;
d_1, d_2 — diametrele găurilor de mină ;
f — coeficientul de tărie, după Protodiakonov.

În funcţie de condiţiile geologice şi miniere se analizează susţinerea abatajelor cu înmagazinare prin ancore.

Pentru îmbunătăţirea indicilor tehnico-economici ai metodei de exploatare cu înmagazinare a zăcămintelor filoniene, se recomandă o serie de scheme de amplasare a gurilor de evacuare a minereului extras, combinate cu diferite mijloace de încărcare (screper, maşină de încărcat etc.).

Smoldîrev, A. E. şi Korşunov, A. P. **Transportul hidraulic al minereurilor şi concentratelor.** Gornîi Jurnal, nr. 12, 1964, p. 50—51.

Pe baza datelor cu privire la transportul hidraulic al diferitelor minereuri şi concentrate realizate în mai multe ţări (U.R.S.S., S.U.A., Canada etc.). autorii afirmă că în multe cazuri transportul hidraulic prin conducte este cel mai economic. Se prezintă parametrii principali ai transportului prin diferite conducte.

Se menţionează că firma Salvador a elaborat proiectul de transport hidraulic al concentratului cuprifer printr-o conductă cu diametrul de 152 mm pe o distanţă de 96 km.

Cercetările au arătat că se poate transporta prin conducta amintită o pulpă cu conţinut de solid de 60%, la o capacitate de transport de cîteva mii tone pe zi.

Conductele indicate în tabel sînt prevăzute cu pompe cu piston (de obicei pentru conducte cu diametrul pînă la 250 mm) sau cu pompe centrifuge de nămol pentru conducte cu diametre mai mari.

Analiza transportului hidraulic prin conductele existente a arătat că în cazul transportului peste 1 mil. tone pe an la o distanţă de 150 km, se pot obţine următorii indici tehnico-economici :

— productivitatea muncii, circa 150 t/post ;

— consumul de energie, 0,08—0,2 kWh/tkm ;

— cheltuielile de investiţie şi de exploatare sînt respectiv de 2,5—4 ori şi 1,5—2,5 ori mai mici în comparaţie cu transportul pe cale ferată.

Pentru conducte se folosesc ţevi din oţeluri aliate sau cu pereţi îngroşaţi (pînă la 14—16 mm), durata se apreciază în medie la 10—15 mil. t transportate. Cele mai bune rezultate se obţin cu material fin.

Ioos, R. şi Verne, J. **Noi procedee de injectare a apei şi de împuşcare sub presiunea apei.** Revue de l'industrie minerale, iulie, 1964, p. 593—612.

Autorii prezintă modul de execuţie al împuşcării sub presiune de apă, noua organizare a injectării cu apă şi îmbunătăţirile aduse acestor metode care au dat rezultate excelente, atît în privinţa randamentelor, cît şi în privinţa securităţii. După ce se descrie evoluţia metodelor de injectare a apei sub presiune în strat, se arată că în prezent se forează găuri de 4 m lungime şi 3 m distanţă una de alta, prin care se injectează apa timp de 3—4 ore, pînă cînd aceasta începe să curgă în abataj sub formă de ploaie, obţinîndu-se şi avantajul micşorării substanţiale a prăfuirii abatajului.

Împuşcarea sub presiunea apei oferă o securitate mărită, deoarece, gaura fiind plină cu apă, orice element gazos este absent.

S-a ales explozivul GC-16 protejat cu o cămaşă etanşă de polietilenă. Încărcătura maximă a fost limitată numai de normele în vigoare, cartuşele trebuind să fie cît mai aproape unul de altul. Amorsele folosite sînt de tipul celor insensibile la apă ; amorsarea s-a făcut laterală, numărul găurilor la o împuşcătură s-a limitat la 6, presiunea apei în interiorul găurii este limitată la 25 bari (25 mm col. Hg), iar timpul de imersiune a încărcăturii la 30 min. S-au folosit încărcături de 250—1 500 g, în medie 900 g în cărbune. După împuşcare sondele care au pus găurile sub presiune sînt recuperate. Costul acestei metode de împuşcare este cu 20% mai mare decît în cazul împuşcării obişnuite. În ce priveşte rateurile, s-au constatat 3% în cazul folosirii metodei tip Nord, 0,5% datorită umezirii în cămaşa de polietilenă şi 0% în cămaşă de polivinil. După împuşcare nu se constată praf de cărbune şi gaze de explozie ; după 5 min nici chiar mirosul exploziei nu mai este perceptibil.

În concluzie autorii arată că metoda folosită prezintă toate avantajele legate de mărirea randamentelor şi o securitate deplină, arătînd că, dacă se va pune la punct un exploziv insensibil la presiunea apei care nu va depăşi cu mai mult de 20% costul explozivilor obişnuiţi, protejarea explozivilor normali în cămaşă de polietilenă sau polivinil rămîne cea mai avantajoasă.

Kowalevski, J. **Mercurul în Uniunea Sovietică.** Mining Magazine, august, 1964, p. 105—107.

Zăcămintele de mercur de diverse feluri sînt răspîndite peste tot în Uniunea Sovietică. În general zăcămintele cu un conţinut de 0,3—1% Hg sînt considerate „bogate", cele conţinînd 0,1—0,3% Hg sînt socotite zăcăminte „medii", iar cele cu conţinut de Hg sub 0,1% sînt „slabe". În acelaşi timp zăcămintele estimate la 10 000 t sau mai mult Hg sînt clasificate foarte mari, cele între 1 000 şi 10 000 t Hg sînt „mari", cele între 200 şi 1 000 t Hg sînt socotite „medii", iar sub 200 t Hg — zăcăminte „mici".

După clasificarea geologului I. Magakian din anul 1955, zăcămintele din U.R.S.S. se prezintă astfel : depozite de cinabru se întîlnesc în Ucraina (Nikitovka) şi Kirchizia ; cinabru-animonit în Asia Centrală, Kamciatka şi Caucaz ; zăcămintele de cinabru şi polimetale, în Kazahstan şi Siberia ; cinabru în asociaţie cu arseniu în diverse regiuni.

La Nikitovka s-au construit în anul 1960 furnale moderne cu capacitate de 200 t minereu concasat la 3 mm. Gaze de cocs la 1 200—1 500°C sînt introduse sub presiune provocînd sublimarea totală a mercurului.

În Asia Centrală (Khaydarkan — Pamir) zăcămintele au un conținut de 0,3—1,3% Hg, minele fiind situate la altitudini de peste 2 000 m. Extragerea se face prin flotație ajungîndu-se la o concentrație de 96% Hg.

În Asia de est zăcămintele sînt răspîndite în Ciuhotka, Kamciatka și Sahalin.

Producția totală de mercur a crescut față de 1904 de la 325 t, 1 090 t în 1963, exportul de mercur de asemenea crescînd de la 0,1 t în 1934 la 600 t în 1962, principalele țări importatoare fiind R.P.U., Anglia și Olanda.

Gurton, O. A. și Westwater, R. **Noi explozivi britanici pentru împușcarea cu întîrziere în mine de cărbuni.** Revue de l'industrie minerale, iulie, 1964, p. 625—626.

Cea mai mare parte a aprinderilor de metan survenite în Marea Britanie în cursul împușcărilor cu întîrziere, au fost cauzate de existența fisurilor în coperișul stratului exploatat. Existența fisurilor atrage după ea trei riscuri: explozia încărcăturii fără buraj, explozia încărcăturii în lungul unei fisuri și împușcarea în gaura care traversează o fisură. Se impun deci explozivilor folosiți la împușcarea cu întîrziere, probe în condițiile de mai sus, în atmosferă grizutoasă, cu conținut inflamabil.

Explozivul 1 235 deja în folosință care conține 14% nitroglicerină, 32% nitrat de amoniu și 38% clorură de sodiu, a satisfăcut aceste probe dar este prea slab în ceea ce privește puterea de rupere. A fost deci necesară orientarea către formule noi, care utilizează săruri cu ioni schimbați (clorură de amoniu și nitrat de sodiu) păstrîndu-se totuși o oarecare proporție de nitrat de amoniu. În tabele se dau caracteristicile și componentele a doi explozivi carribel și carrifrax care au 7,5—9,7% nitroglicerină 26,9—29,2% clorură de amoniu 44—48% nitrat de sodiu 8—10% nitrat de amoniu, făină de lemn, rășini etc. Puterea acestora este de 42—43,6% din puterea dinamitei, viteza de detonare fiind de 1 500 m/s.

Carribelul nu a putut fi omologat decît cu limitarea diametrului la 31,8 mm și încărcături maxime la 680 g/gaură.

Carrifraxul a fost omologat pentru diametre de 36,5 mm și încărcături de 1 020 g/gaură, fiind mai folosit.

Acești explozivi nu sînt mai susceptibili la deflagrare decît alți explozivi și gazele lor nu sînt mai toxice.

Suzuki, T. și Takaoka, T. **Aliaje sigure contra scînteierii; folosirea lor în mine.** Revue de l'industrie minérale, iulie, 1964, p. 621—624.

Cînd o masă de aliaj ușor cade peste un metal oxidat și dur, se produc scîntei capabile să aprindă metanul. Autorii au făcut multiple experiențe, folosind un dispozitiv special, compus dintr-un mecanism de declanșare a unei probe metalice pe o placă de oțel ruginită, cu înclinări variabile. Parametrii care au fost schimbați în cursul experimentărilor sînt următorii: natura metalului încercat, energia masei în momentul șocului, natura și suprafața țintei, unghiul de înclinare și concentrația amestecului inflamabil (metan). La fiecare serie de încercări se schimba un singur parametru la 50 de probe consecutive. Prima experiență s-a făcut cu aliajul AZ 31 (3% Al, 1% Zn și 96% Mg). Placa de oțel S 55 C fusese expusă intemperiilor timp de 6 săptămîni; s-a constatat că cele mai favorabile condiții de aprindere sînt la 45° unghi de impact și 6,5% metan. Aliajele de aluminiu ALCoa 17 S și AlCoa 356) au aprins de asemenea metanul. Încercările cu oțel carbon S 55 C au dat de asemenea condițiile cele mai favorabile de aprindere a metanului la 45° înclinare și 6,5% metan. Folosirea a două aliaje de cupru-beriliu, conținînd respectiv 0,6 și 2% Be, 0,35 și 0,65% Co și restul cupru la o energie de impact de 65 kgm și 60% umiditate, nu au dat nici o aprindere atmosferei de metan, oricare a fost înclinarea plăcii și concentrația de metan.

Securitatea oferită de aceste aliaje de cupru-beriliu a dus la fabricarea tijelor pentru ciocane, grinzilor de susținere și paletelor de ventilatoare. În prezent sînt înscrise în normele japoneze opt obiecte fabricate din aceste aliaje.

Șaravin, S. A. **Forajul sondelor la zăcăminte de minereuri de fier prin metoda hidropercutantă.** Razvedka i ohrana nedr, nr. 12, 1964 p. 27—30.

La forajul sondelor pentru explorarea zăcămintelor de minerale utile solide s-a dezvoltat neîncetat preocuparea pentru perfecționarea metodelor și utilajelor care servesc la dislocarea rocilor în talpa de sondă. Între acestea un loc și aport însemnat îl prezintă metoda forajului hidropercutant.

La explorarea zăcămintelor de fier din Tastagol și Kociurinsk în 10 luni ale anului 1964 s-au executat cu foraj hidropercutant 15 249 m de sondă. Rezultatele obținute confirmă că metodele forajului rotopercutant al sondelor, comparativ cu forarea lor cu alice sau aliaje dure, asigură o productivitate mai mare, în condițiile reducerii costului metrului forat și a îmbunătățirii calității.

Cu mecanisme de fund hidropercutant s-a forat în roci slab abrazive, tectonizate de categoria a VII-a și a IX-a unghiul zenital de începere a sondelor fiind cuprins între 60 și 80°.

Utilajul de bază de suprafață îl constituie instalațiile ZIF 1 200 A și ZIF 650 A, cu deosebirea că, datorită necesității asigurării unui debit mărit al lichidului de foraj instalațiile au fost completate cu pompe care să asigure un debit de 5,5—6,0 l/s, la o presiune maximă de 65 at. Aceste pompe au necesitat o sporire a puterii instalate cu 35—45 kW.

Garnitura de lucru este compusă din cap carotier, tub carotier cu lungime de 4—6 m, hidroperforator și tub sedimentar.

Pentru reducerea flambajului, carotiera a fost prevăzută cu centrori metalici. Forajul cu acest ansamblu s-a efectuat pînă la adîncimea de 850 m, în condiții de deviații zenitale de 40°.

Regimul de foraj aplicat a fost: apăsarea pe talpă 500—700 kg pentru diametrul de carotaj 115 mm. Rotațiile instrumentului de lucru au variat în funcție de duritatea rocii. Astfel, pentru roci de categoria a VII-a și a VIII-a se foloseau 120—200 rotații pe minut, acestea reducîndu-se la 30—50 pentru terenuri mai dure. Debitul fluidului de foraj are o influență deosebită asupra eficacității metodei considerîndu-se ca optim debitul de 5 l/s.

Productivitatea forajului hidropercutant este cu 90 % mai mare, iar viteza mecanică depășește cu 2,5—4 ori pe cea obținută la forajul cu aliaje dure și alice.

Viteza comercială medie liniară, obținută în anul 1963, a fost de 308 m (recordul obținut 564 m pe lună).

Ca un însemnat rezultat obținut prin aplicarea acestei metode trebuie considerat și micșorarea deviației sondelor.

Probleme mai grele au fost puse de avariile datorate prinderilor cu detritus, care are secțiuni mai mari. Acest lucru, precum și alte opinii, fac ca timpul neproductiv să fie de 23,5% față de 15,9% la forajul cu alice și aliaje dure.

Hidroperforatoarele folosite au fost de tipul G-3, G-3A și GBMS-5.

Metoda forajului hidropercutant are reale perspective de extindere — mai ales pentru forajul în categoriile VIII—X, unde celelalte metode dau o productivitate mai scăzută și mult mai costititoare.

* * * **Valorificarea gazului metan extras din zăcămintele de cărbuni.** Bergbauwissenschaften, nr. 17—18, 1964.

La minele de huilă din Belgia s-au extras în anul 1963 în total 74,06 mil.m³ gaz metan, din care s-au valorificat 70,3 mil.m³, cifrele respective privind anul 1962 fiind de 75,38 mil.m³ extracția și de 71,5 mil.m³ valorificarea. Din cantitatea extrasă în anul 1963 s-au folosit 16% pentru consumul propriu al minelor, 79% s-au livrat societăților de distribuție a gazelor.

* * * **Mină fără vagonete.** Bergbauwissenschaften, nr. 17—18, 1964.

La mina „Graf Bismarck" din Gelsenkirchen (R.F.G.) se lucrează la automatizarea completă a cîmpului puțului nr. VII, înlocuindu-se vagonetele de mină cu benzi de transport de lungimi foarte mari, cu aparate indicatoare de la distanță și cu televizoare, iar coliviile puțului de extracție cu schipuri.

Productivitatea actuală a cîmpului minier este de 3 t/post în subteran, ea urmînd să crească considerabil prin această reorganizare, prevăzută a se termina în 1966.

Cărbunele se va transporta prin benzi din aproximativ 5 cîmpuri de abataj la galeriile principale de transport, de unde

vor ajunge tot prin benzi (de lăţimi pînă la 1,2 m) la silozul de 1 000 t capacitate, amplasat la puţ. Prin aparate de măsurat de la distanţă şi probabil şi prin aparate televizoare, se va putea controla întregul parcurs de transport.

Silozul se va descărca de asemenea prin benzi, care în continuare vor încărca schipurile puţului, de cîte 12 t capacitate.

Reorganizarea are ca scop, atît reducerea personalului de deservire, cît şi uniformizarea şi accelerarea transportului în subteran, în urma căruia capacitatea actuală de producţie a minei va creşte de la 4 000 la 6 000 t/zi.

B i a n g a r d i, S. D. **Dezvoltarea lucrărilor de susţinere prin beton toreretat la mineritul din Mitterberg.** Montanische Rundschau, iunie, 1964.

La mina de cupru Mitterberg din Austria, unde susţinerea prin torcretare este foarte răspîndită, s-a susţinut experimental, în toamna anului 1963, o galerie transversală cu o masă plastică denumită „Rigiseal".

Roca unde s-a aplicat susţinerea este formată din filite paleozoice, cvarţite şi şisturi argiloase friabile, care după împuşcare rezistă maximum 5 ore fără armare.

Rigisealul se produce din poliuretan, care este o masă plastică de grad înalt de polimerizare, în combinaţie chimică cu un poliisocianat şi o răşină sintetică, prin adăugarea unor catalizatori. Aceşti componenţi ai rigisealului se amestecă şi se proiectează în stare lichidă pe roca de susţinut, cu ajutorul aerului comprimat, formîndu-se un strat învelitor de 2 mm grosime iniţială, care apoi, în urma unei reacţii chimice exotermice, se umflă în decurs de cîteva secunde la grosimea de 50—60 mm şi se întăreşte într-un timp foarte scurt, astfel că perforarea găurilor pentru următorul atac poate fi reluată fără pierdere de timp.

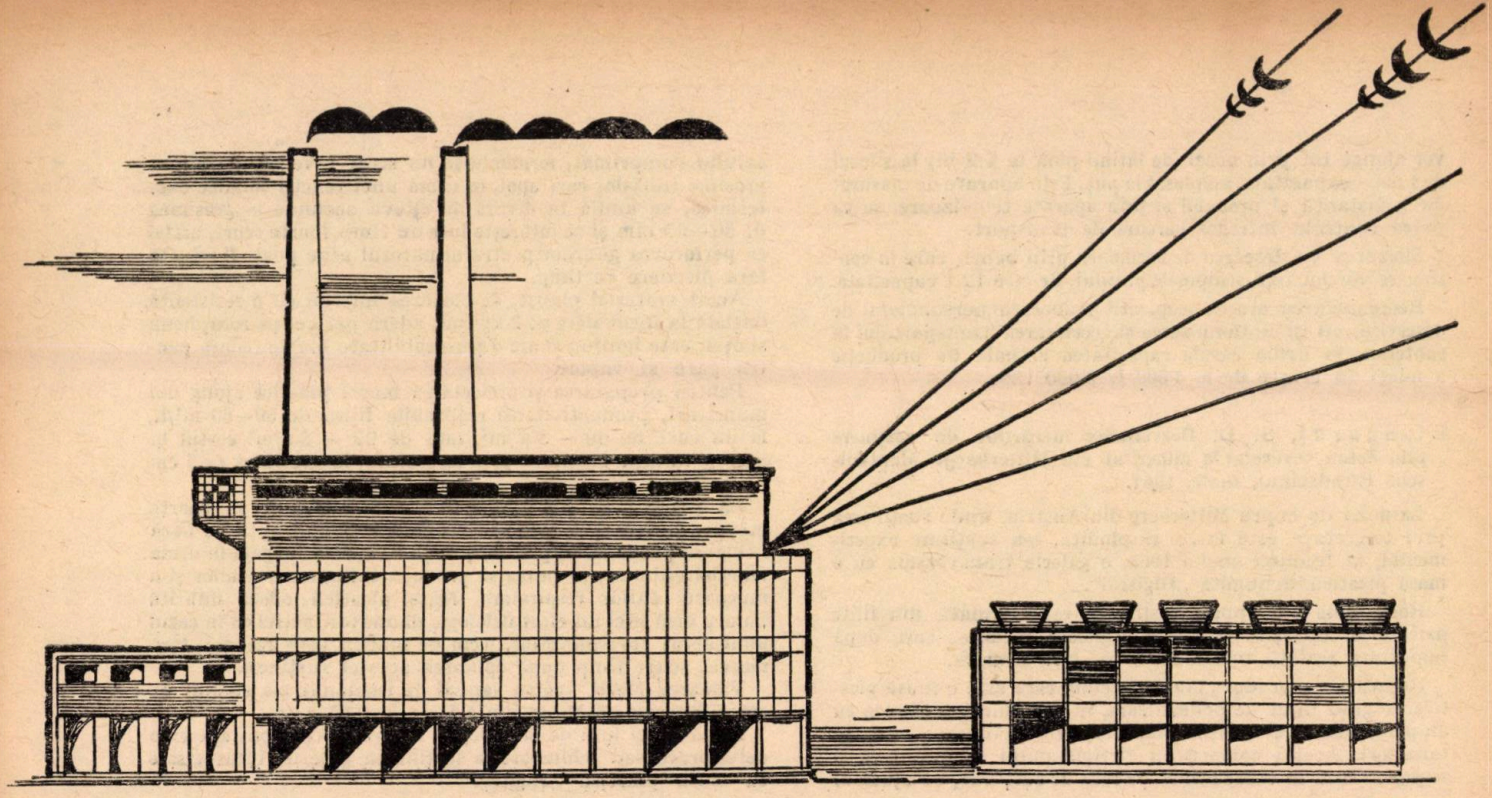
Acest material plastic, de culoarea mierei, cu o rezistenţă iniţială la încovoiere de 3 kg/cm², aderă perfect pe rocă, lemn şi oţel, este ignifug şi are o permeabilitate foarte redusă pentru gaze şi vapori.

Pentru prepararea şi proiectarea masei plastice ajung doi muncitori, productivitatea realizabilă fiind de 50—60 m²/h, la un cost de 60 — S.a./m², faţă de 92 — S.a/m² costul la aceeaşi mină a susţinerii prin torcretare, la grosimea de 7 cm a stratului de torcret.

La prepararea rigisealului, personalul trebuie să poarte măşti de protecţie, avînd în vedere că componenţii de bază lichizi ai produsului, precum şi vaporii care se degajă în urma reacţiei chimice, ar putea să producă inflamarea ochilor şi a mucoasei căilor respiratorii. Masa plastică odată întărită nu are însă nici un efect fiziologic dăunător, astfel că în cazul unui aeraj corespunzător, locul de muncă este accesibil fără mască, scurt timp după aplicarea acestei susţineri.

Valoarea MAK pentru vaporii de isocianat s-a stabilit de către Bureau of Mines din S.U.A. la 0,01 ppm.

După cinci luni de la aplicare, nu s-a putut constata vreo deteriorare sau schimbare la susţinerea galeriei transversale cu masă plastică „Rigiseal".



M. I. C. M.

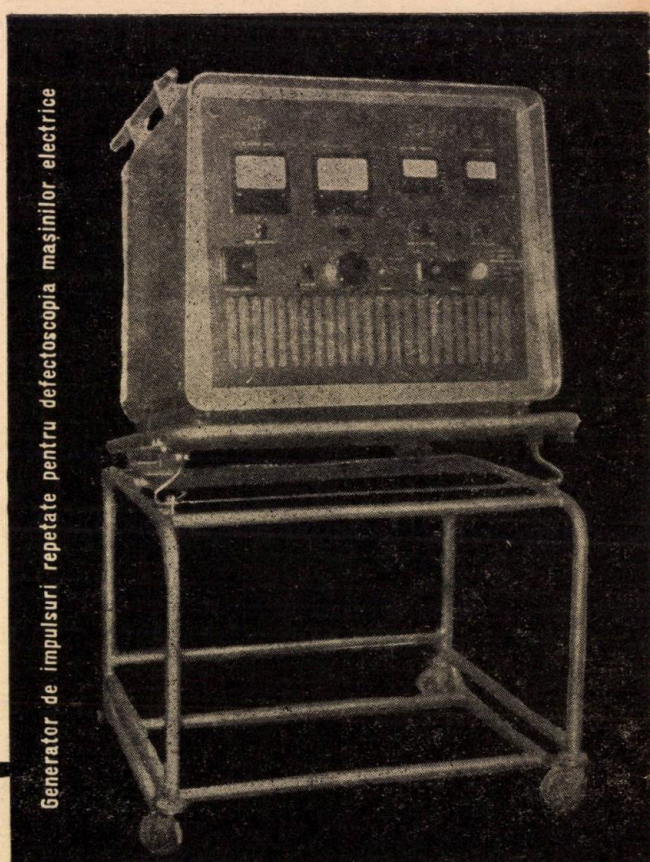
I.C.P.E.

INSTITUTUL DE CERCETARE ŞI PROIECTARE PENTRU INDUSTRIA ELECTROTEHNICĂ

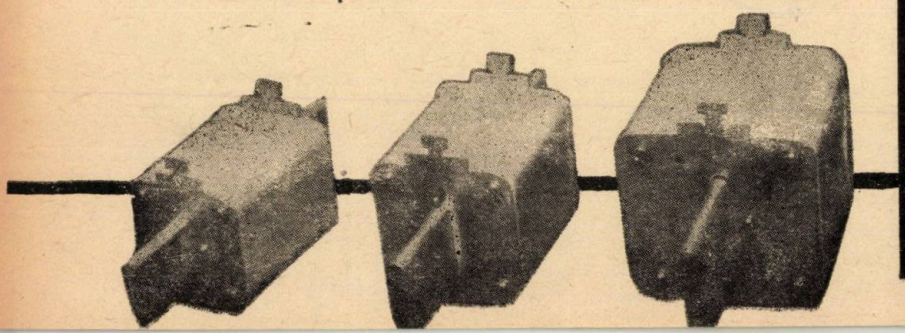
BUCUREŞTI, BD T. VLADIMIRESCU 45
TELEFON 16 41 40 — 16 41 48

primeşte comenzi de cercetare şi proiectare, cu profil electrotehnic, pentru toate sectoarele economice din ţară.

Institutul execută studii, încercări, omologări şi execuţii de prototipuri din domeniul maşinilor şi transformatoarelor electrice, aparatelor de joasă şi înaltă tensiune, acţionărilor electrice, schemelor complexe electrice şi electronice, climatizării produselor industriale, calculelor cu maşini electronice, materialelor electrotehnice, cum şi proiectări pentru uzine şi fabrici cu acest profil.



Generator de impulsuri repetate pentru defectoscopia maşinilor electrice



R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 4 APRILIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Брэдяну Н. *Экономические соображения по вопросу выбора агрегатов для компрессорных установок, а также величины давления при вторичном сжатии.*

Рассматриваются критерии выбора типа компрессоров, способ регулиорваниях их производительности, влияние первичного давления, а также величина давления при вторичном сжатии.

Коцоп В. и Фаур Параскива. *Улучшение системы разработки применяемых на золотоносных штокверках рудника Бая де Ариеш.*

Цепелуш П. *Обобщенный способ подсчета стоимости подъемных машин* (I)

Представлен обобщенный способ подсчета стоимости основных узлов подъемных машин (механическая часть), а именно: стоимость подъемных сосудов, противовесов, подъемных канатов, редукторной передачи и органа навивки.

Давид Б. *Современные методы анализа минерального сырья: эмиссионный спектральный анализ.*

Эмиссионный спектральный анализ является одним из самых эффективных способов определения химического состава веществ. Излагаются принцип метода и способы проведения качественных спектральных анализов.

ЗАМЕТКИ

Попеску Ал. *Проверка фотоэластическим способом напряжений крепи шахтного ствола.*

Распределение напряжений в бетонной крепи шахтного ствола устанавливается аналитическим способом, а также путем опытных фотоэластических исследований, исходя из предположения что на внешнюю поверхность действует равномерно распределенная нагрузка „P".

ИНФОРМАЦИИ

Достижения и дальнейшие направления в добывающей отрасли ядерной энергетики (I)

ХРОНИКА

Из истории румынского горного дела.

Тэтару С. *Золото Дакии.*

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Brădeanu, N. *Wirtschaftliche Betrachtungen bezüglich der Wahl der Kompressoreinheiten der Druckluftanlagen u. des Druckes für Zwischenverdichter*

Es werden die Kriterien dargelegt auf Grund derer die entsprechendste Kompressortype für die Bergbauindustrie, die Art der Leistungsreglung, der Einfluss des anfänglichen Druckes und der Wert des Zwischenverdichtens bestimmt werden.

Coţop, V. und Faur Paraschiva *Verbesserung der bei den goldhalligen Erzstöcken von Baia de Arieş angewandten Abbaumethoden*

Ţepeluş, P. *Allgemeine Berechnungsmethode für die Bewertung von Fördermaschinen* (I)

Im Aufsatz wird eine allgemeingültige Berechnungsmethode für die Bewertung der mechanischen Hauptteile der Fördermaschinen und zwar des Fördermittels (Gefäss oder Gestell), des Unterseiles und Reduktionsgetriebes, sowie auch der Fördertrommel bezw. Treibscheibe vorgeschlagen.

David, B. *Neuzeitliche Methoden für die Untersuchung mineralischer Rohstoffe: Spektralanalyse durch Ausstrahlung*

Die Spektralanalyse durch Ausstrahlung ist eine der wirksamsten Methoden zur Bestimmung der chemischen Zusammensetzung von Substanzen. Im Aufsatz wird das Prinzip und die Durchführung der qualitativen und quantitativen Spektralanalyse beschrieben.

NOTIZEN

Popescu, Al. *Photoelastische Prüfung der im Ausbau eines Schachtes auftretenden Spannungen*

Im Aufsatz wird sowohl analytisch als auch auf Grund von experimentellen Untersuchungen die Verteilung der Spannungen im Betonausbau eines Schachtes unter der Voraussetzung bestimmt, dass auf dessen äusserer Mantelfläche eine einheitlich verteilte Last (p) wirkt.

INFORMATIONEN

Errungenschaften und Tendenzen im Bergbauzweig der Kerntechnik. (I)

AUS DER GESCHICHTE DES RUMÄNISCHEN BERGBAUES

Tătaru, S. *Das Gold Daciens.*

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Brădeanu, N. *Considérations économiques sur le choix des groupes compresseurs et des pressions de recompression*

On indique les critériums déterminatifs pour le choix du type des groupes compresseurs dans l'industrie minière, le mode de règlage du débit, l'influence de la pression initiale, ainsi que la valeur des pressions de recompression.

Coţop, V. et Faur Paraschiva *Améliorations apportées aux méthodes d'exploitation des stocks aurifères à la mine de Baia de Arieş*

Ţepeluş, P. *Une méthode générale pour le calcul de la valeur des machines d'extraction* (I)

On propose une méthode générale pour calculer la valeur des principaux organes constitutifs des machines d'extraction (uniquement pour la partie mécanique) soit : la valeur des récipients d'extraction, du contrepoids, des câbles d'extraction, du réducteur de vitesse et des organes d'enroulement.

David, B. *Une méthode moderne pour l'analyse des matières premières minérales — l'analyse spectrale d'émission*

L'analyse spectrale d'émission constitue une des méthodes les plus efficaces pour déterminer la composition chimique des diverses substances. Dans cet article on présente le principe de la méthode, ainsi que la manière d'effectuer les analyses qualitatives et quantitatives.

NOTES

Popescu, Al. *La vérification par voie photoélastique des tensions que apparaissent dans le soutènement d'un puits de mine*

On établit analytiquement et par voie de recherche expérimentale photoélastique la répartition des tensions dans le fourreau en béton d'un puits de mine, en supposant qu'à la surface extérieure agit une charge uniformément répartie *p*

INFORMATIONS

Réalisations et tendances actuelles pour le développement des ressources de l'industrie nucléaire. (I)

SUR L'HISTOIRE DE L'INDUSTRIE MINIERE ROUMAINE

Tătaru, S. *L'or de la Dacie*

DOCUMENTATION

CONTENTS

Brădeanu, N. *Economical considerations concerning the choice of the machines of the compressor stations and that of the pressures of the intermediary compressor*

The basic criteria influencing the choice of the comperssor type for mining industry, the method of adjusting the output, the influence of the initial pressure, as well as the pressure values of the intermediary compressor, are set forth.

Coţop, V. and Faur P. *Improvements of the exploitation methods of the auriferous stocks of Baia de Arieş*

Tepeluş, P. *General method of calculation of the value of mine hoisting machines* (I)

The article describes a general method of calculation of the basic elements (only for mechanical parts) of the installations for mining extraction, such as : the value of the skips, the counterweight of hoisting ropes, of the reduction gears, and that of the winding elements.

David, B. *Modern methods of analysis of mineral raw material, the spectral analysis through emission.*

The spectral analysis through emission, represents one of the most efficient methods for the determination of the chemical composition of substances. In the article, the principle and the method of execution of qualitative and quantitative spectral analysises are expounded.

NOTES

Popescu, Al. *The verification by the photoelastic method of the stresses appearing in the timbering of mine shafts*

By analytical methods and through experimental photoelastic researches, the distribution of stresses appearing in the concrete timbering of a mine shaft is determined, in the hypothesis of an uniformly distributed load „p", acting on the external shaft surface.

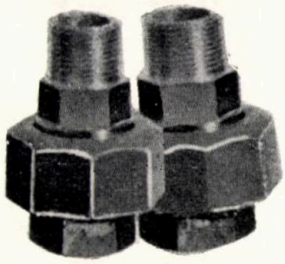
INFORMATIONS

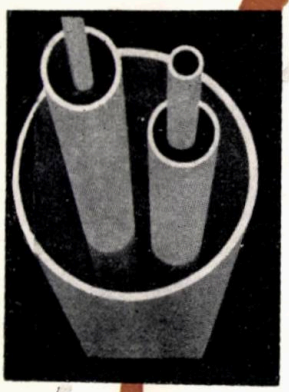
Realizations and tendencies in the extractive branch of nuclear technics. (I)

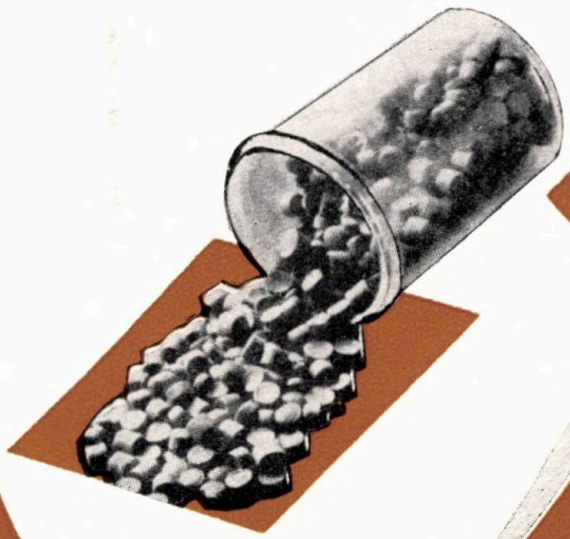
FROM THE HISTORY OF THE RUMANIAN MINING INDUSTRY

Tătaru, S. *The gold of Dacia.*

DOCUMENTATIONS







MASE PLASTICE
BUCUREŞTI

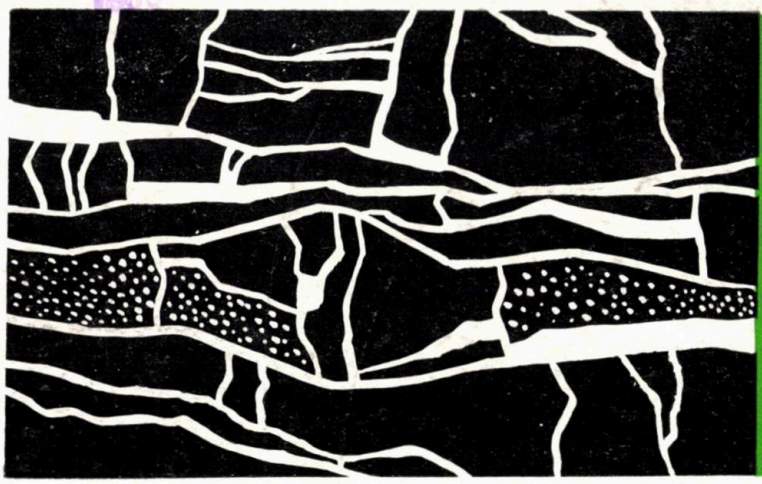
produce

- granule PVC omogene, opace, de diverse culori

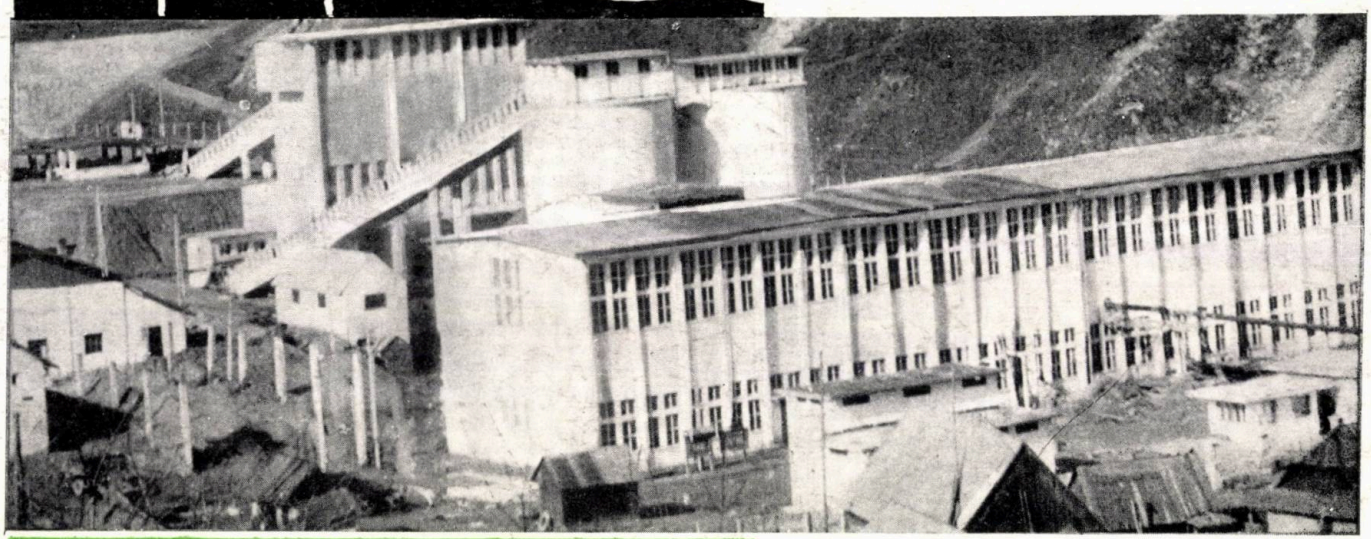
- tuburi izolante electrice, plăci separatoare din PVC pentru acumulatori, plăci din PVC utilizate la realizarea ambalajelor pentru transportul fructelor, țevi din PVC dur

FABRICA DE MASE PLASTICE „BUCUREŞTI" — R. P. R.
STR. ZIDURI MOŞI Nr. 23 ● BUCUREŞTI 13
TELEFON 35.16.00

1965 JUL 14



TRUSTUL MINIER MUREȘ



EXPLOATAREA BĂLAN

MIERCUREA CIUC

E 1433

REVISTA MINELOR

5

MAI

1965

BUCUREŞTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 177 — 220

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R

ANUL 16 Nr. 5 MAI

CUPRINS

		Pag.
Russu, T.	**Consideraţii geologice privind zonele de substituire facială a stratelor principale cu cărbuni din bazinul carbonifer Valea Jiului**	177—182
Constantinescu, I.	**Influenţa stării iniţiale a aerului asupra curbelor caracteristice ale turbocompresoarelor şi corectarea lor**	182—187
Ţepeluş, P.	**Metoda generală de calcul al valorii instalaţiilor de extracţie minieră (II)**	188—194
Sagatovici, Al.	**Asupra posibilităţii de exploatare a bentonitelor din bazinul Oaşului**	195—198
NOTE		
Popescu, N.	**O metodă dinamică de încercare a betonului din construcţiile miniere subterane**	199—202
CRONICA		
Dula, O.	**Aspecte de tehnica securităţii din R. P. Polonă**	202—212
INFORMAŢII		
Tătaru, S.	**Realizări şi tendinţe în ramura extractivă a industriei energetice nucleare (II)**	
RECENZII		212—216
DOCUMENTARE		

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREŢU R.; conf. inf. BUZATU C.; candidat în ştiinţe prof. ing. COVACI ŞT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ŞERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

I. P. I.—c. 1215

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 5 MAI 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Руссу Т. *Геологические соображения о зонах замещения основных угольных пластов в бассейне Валя Жиулуй.*

Рассматривается распространение угольного пласта № 3 в бассейне Валя Жиулуй, его структура и состав, установленные, в основном, разведочным бурением.

Константинеску И. *Влияние исходного состояния воздуха на характерные кривые турбокомпрессоров и их коррекция.*

Рассматривается влияние параметров атмосферного воздуха на работу трубокомпрессора и способ коррекции характерной кривой для случая когда турбокомпрессор работает в других атмосферных условиях по сравнению с теми для которых была определена эта кривая.

Цепелуш П. *Обобщенный способ подсчета стоимости подъемных машин* (II).

Представлен обобщенный способ подсчета стоимости электрического оборудования для подъемных машин различного типа; приводятся сравнительные данные по общей стоимости этих установок.

Сагатович Ал. *Возможности добычи бентонита в бассейне Оаш.*

Приводятся результаты поисковых работ на бентонит в бассейне Оаш, а также данные о лабораторных исследованиях по определению промышленного качества бентонита. Рассматривается вопрос генезиса бентонита и проводится оценка возможностей его промышленного использования.

ЗАМЕТКИ

Попеску Н. *Способ динамического испытания на прочность бетона для крепления подземных выработок*

ХРОНИКА

Дула О. *Вопросы техники безопасности на шахтах Силезского угольного бассейна* (ПНР).

ИНФОРМАЦИИ

Тэтару С. *Достижения и дальнейшие направления в добывающей отрасли ядерной энергетики* (II).

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Russu, T. *Geologische Betrachtungen bezüglich der Ersatzzonen der Hauptflöze des Jiutaler Kohlenbeckens.*

Der Aufsatz behandelt die haptsächlich durch Schürfbohrungen festgestellte örtliche Verteilung des Flözes 3 des Jiutaler Kohlenbeckens, sowie dessen Struktur und Beschaffenheit.

Constantinescu, I. *Der Einfluss des ursprünglichen Zustandes der Druckluft auf die charakteristischen Kurven der Turbokompressoren und deren Berichtigung.*

Im Aufsatz wird der Einfluss der Parameter der atmosphärischen Luft auf den Betrieb der Turbokompressoren untersucht. Gleichzeitig wird das zwecks Bestimmung der charakteristischen Kurve eines Turbokompressors anzuwendende Verfahren für den Fall angeführt, wenn der Kompressor unter atmosphärischen Bedingungen arbeitet welche von dieser Kurve abweichen.

Tepeluş, P. *Allgemeine Berechnungsmethode für die Bewertung von Fördermaschinen* (II).

Im Aufsatz wird eine allgemeingültige Berechnungsmethode für die Bewertung des elektrischen Teiles der verschiedenen Fördermaschinentypen beschrieben und Letztere bezüglich der erforderlichen Investitionskosten miteinander verglichen.

Sagatovici, Al. *Über die Ausbeutungsmöglichkeiten der Bentonite im Oaş-Becken.*

Es werden die Ergebnisse der im Oaş-Becken, an den Ausbissen des Bentonitvorkommens unternommenen Schürfarbeiten mitgeteilt. Desgleichen wird das Ergebnis der zwecks Bestimmung der Qualität und industriellen Verwertungsmöglichkeit dieser Bentonite unternommenen Laborversuche bekannt gegeben und deren mutmassliche Entstehung besprochen.

NOTIZEN :

Popescu, N. *Ein dynamische Beton-Prüfmethode für Bauarbeiten untertage.*

CHRONIK :

Dula, O. *Betrachtungen bezüglich der Technik der Grubensicherkeit in Schlesien.*

NACHRICHTEN

Tătaru, S. *Errungenschaften und Tendenzen in der Bergbausparte der kernenergetischen Industrie* (II).

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

Considerații geologice privind zonele de substituire facială a stratelor principale cu cărbune din bazinul carbonifer Valea Jiului*

Geol. T. RUSSU

Bazinul carbonifer Valea Jiului, datorită importanței lui în economia națională prin cantitatea și calitatea rezervelor de cărbune, a făcut obiectul lucrărilor de explorare de mare amploare din anul 1950 în scopul cunoașterii condițiilor geologice de zăcământ, precum și a cantității rezervelor cu cărbune din acest bazin.

Rezultatele geologice obținute prin lucrările de prospecțiune și explorare au fost prezentate în cadrul rapoartelor geologice întocmite de T.P.E.M., documentații care au stat la baza confirmării rezervelor cu cărbune de către Comisia republicană de rezerve, precum și la orientarea lucrărilor miniere.

Lucrările geologice de explorare executate în acest bazin au fost orientate în direcția cunoașterii aspectelor geologice și economice privind orizontul productiv (mediu) cu stratele de cărbuni, obiectiv care în mare parte a fost realizat.

Dacă orizontul productiv cu stratele de cărbuni a fost cercetat detaliat în tot bazinul și prezentat în documentațiile geologice de sinteză, orizontul mediu steril, neproductiv, situat în zonele de substituire facială a stratelor cu cărbuni, a fost puțin cercetat și dezvoltat în aceste documentații.

În acest sens, articolul de față va prezenta detalii privind geologia orizontului mediu în zonele de efilare și substituire facială a stratelor principale cu cărbuni: 3 și 5 din bazinul carbonifer Valea Jiului.

Caracterul deltaic de sedimentare al bazinului, cu variații mari de litofacies pe direcția și înclinarea lui, cu o ritmicitate neuniformă, durată și intensitate diferită și în locuri diferite, precum și fenomenul diferit de subsidență a imprimat și stratelor cu cărbuni, în special celor inferioare, variații mari de grosime și extindere pînă la substituirea completă a lor prin facies steril.

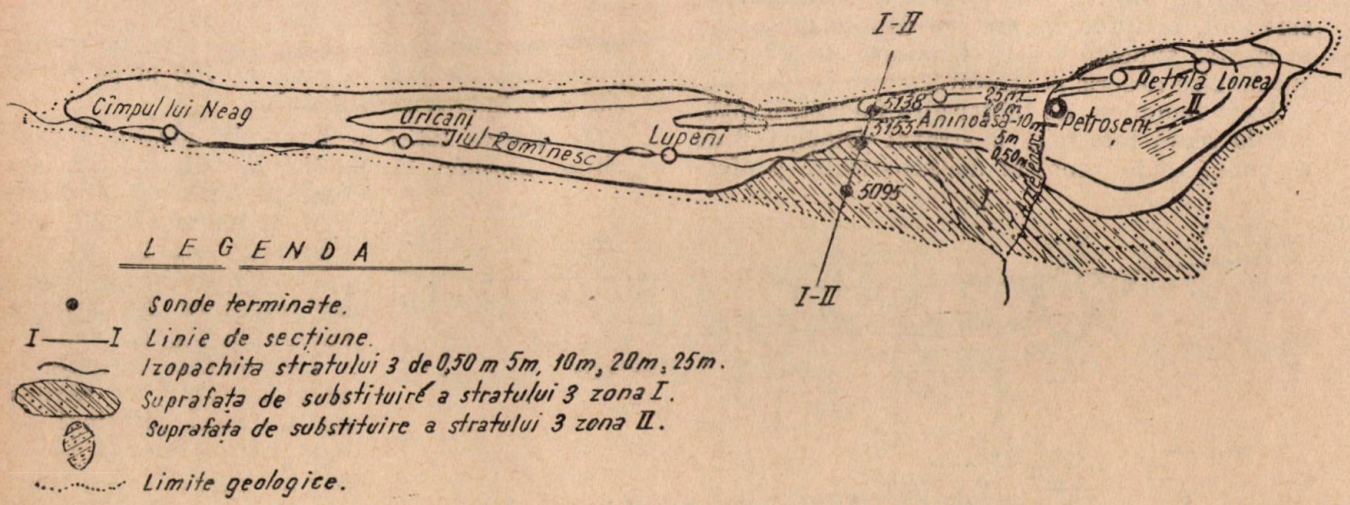


Fig. 1. Bazinul carbonifer Valea Jiului.

În continuare vom analiza două zone principale din cadrul bazinului carbonifer Valea Jiului, unde acest fenomen este bine dezvoltat și anume:

— zona de substituire facială a stratelor inferioare din partea estică a bazinului — flancul sudic (fig. 1);

* Se supune discuției

— zona de substituire facială a stratului 3 în cîmpurile miniere Petrila-Lonea (fig. 4).

Deoarece aceste două zone prezintă dezvoltări, poziții și caracteristici geologice diferite, ele vor fi tratate separat.

I. Zona de substituire facială a stratelor inferioare cu cărbuni din partea estică a bazinului — flancul sudic

Această zonă se situează în partea sudică a cîmpurilor miniere Lupeni-est, Paroșeni, Vulcan, Aninoasa, Iscroni și Sălătruc și cuprinde o suprafață de circa 21 km², fiind conturată la nord de izopachita 0,50 m a stratului 3, iar spre sud de limita aproximativă productiv-bazal (fig. 1).

Din lucrările de prospecțiune și explorare executate în această zonă rezultă discordanța stratigrafică dintre grupul stratelor superioare : 12, 13, 14, 15, 17, și 18, care se extind mai la sud, de grupul inferior de strate : 3, 4, 5, 7, 8 și 9 care fac contact direct cu orizontul inferior-bazal (fig. 2).

În zona de mai sus are loc fenomenul de efilare și substituire facială : întîi a stratului principal 3, prin facies, a orizontului mediu reprezentat prin argile și gresii de culoare cenușie, cu intercalații milimetrice de cărbune, fosilifere, cu floră, și de faciesul orizontului inferior-bazal reprezentat prin argile, gresii de culoare verzuie-șocolatie.

Stratele de cărbuni 4, 5, 7, 8 și 9 se extind la această limită (de efilare a stratului 3) spre sud, ocupînd fiecare arii din ce în ce mai mari care suportă același fenomen de efilare și substituire descris la stratul 3.

Acest fenomen, de substituire facială, îl întîlnim la scară mai mică la stratul principal 3 de cărbune, unde procesul de substituire a afectat întîi bancurile inferioare cu cărbuni, bancurile superioare avansînd puțin mai la sud (fig. 3).

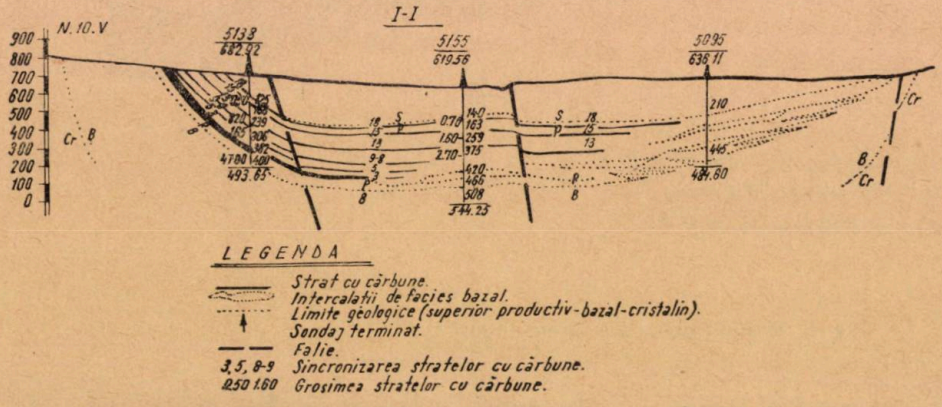


Fig. 2. Secțiune geologică transversală — zona Vulcan-Aninoasa.

Variația mare a stratului principal 3, în ce privește grosimea și extinderea lui arială între cele două părți (vest-est) ale bazinului, duce la concluzii asupra genezei zăcămîntului.

În partea vestică a bazinului de exemplu, stratul 3 are o grosime medie de 4—5 m fiind

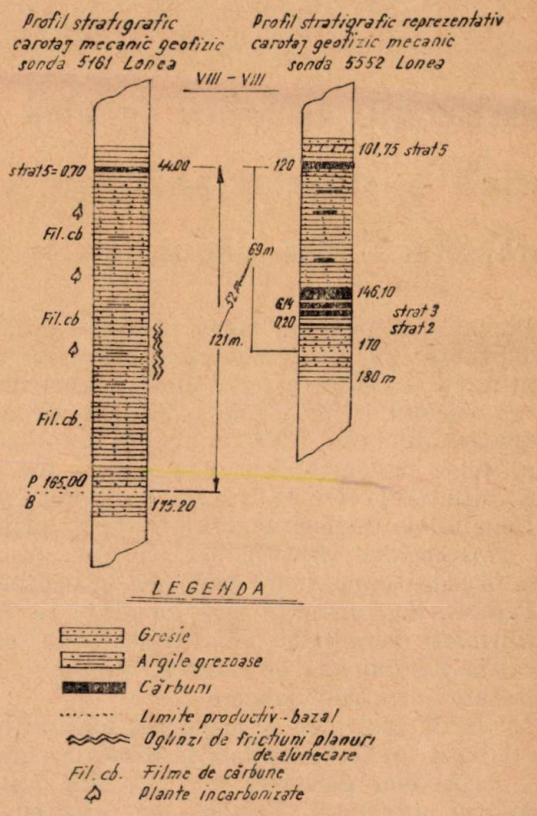


Fig. 3. Secțiune geologică transversală prin stratul 3 — zona Vulcan-Aninoasa.

mai constant ca extindere, cu o variație medie a grosimii de 0,50 m pînă la 100 m pe direcția și înclinarea zăcămîntului.

În partea estică a bazinului stratul 3 prezintă grosime în medie de 12—15 m, cu variații mari (1,5—2 m pînă la 100 m); la fel, extinderea lui în această parte ajunge la aproximativ jumătate din lățimea bazinului (fig. 1).

Dezvoltarea diferită a aceluiași strat cu cărbune — stratul principal al bazinului — duce la ideea că în perioada de timp corespunzătoare depunerii stratului 3, condițiile de formare a bazinului erau în parte diferite de la limita aproximativă Lupeni.

Dacă comparăm suprafețele de dezvoltare a stratelor principale 3 și 5, strate care se efilează la nord de rîul Jiul Romînesc, cu suprafețele stratelor superioare : 12, 13, 14, 15, 17 și 18, care se extind spre sud aproape de

limita productiv-bazal, rezultă că suprafaţa bazinului în timpul formării stratelor inferioare era mai mică faţă de cea din timpul depunerii stratelor superioare (fig. 1 şi 2).

Din cele expuse rezultă că fenomenul de substituire facială, care a afectat orizontul productiv cu stratele inferioare de cărbune în această zonă a bazinului, prezintă următoarele caracteristici geologice :

1—stratele cu cărbuni 3, 4, 5, 7, şi 8/9 sînt substituite prin facies mixt a două orizonturi (mediu-productiv şi inferior-bazal) ultimul invadînd partea inferioară a primului, prin interstratificaţii argilo-grezoase verzui ;

2—substituirea acestor strate cu cărbuni se face prin efilare şi digitare gradată şi îndinţată, care a început de jos în sus ;

3— fenomenul a afectat stratele cu util, inclusiv complexul steril al orizontului mediu ;

4— fenomenul descris mai sus, de substituire şi efilare a orizontului mediu cu stratele de cărbuni, s-a produs pe înclinarea zăcămîntului şi pe suprafaţă mare.

Aceste constatări, privind caracteristicile geologice ale primei zone, se pot vedea în figurile 1, 2, 3, precum şi în tabela 1, cu parte din sondele care au explorat această zonă.

Tabela 1

Sonda nr.	Adîncimea unde apare facies-bazal	Adîncimea limitei productiv-bazal	Diferenţa col.3 – col.2*	Ultimul strat prins
5 174	655	685	30	4
5 095	210	445	235	—
5 902	196	380	184	—
5 906	665	735	70	7
5 154	655	685	30	—
5 153	360	450	90	9/8
5 171	690	802	112	7
5 329	633	663	30	4
5 140	290	309	19	9/8
41 S.R.C.	490	525	35	9/8

*Interval situat în baza orizontului productiv unde a avut loc fenomenul de efilare şi substituire facială a complexului steril cu stratele de cărbune.

II. Zona de substituire facială a stratului 3 cu cărbuni în cîmpurile miniere Petrila şi Lonea

Această zonă se extinde în partea sud-vestică a cîmpului minier Petrila şi partea central-vestică a cîmpului minier Lonea pe o suprafaţă de aproximativ 2,5 km² (fig. 4).

Spre deosebire de prima zonă, unde fenomenul de substituire facială a afectat grupul stratelor inferioare, aici fenomenul a afectat numai un singur strat, stratul principal 3 cu cărbuni (parţial şi stratul 4).

Din interpretarea datelor geologice de explorare obţinute de forajele noastre, executate în această zonă şi în cele vecine, rezultă următoarele caracteristici geologice ale intervalului stratigrafic corespunzător stratului 3 :

1— stratul 3 cu cărbuni a fost substituit printr-un singur facies grezos cenuşiu, fosilifer cu plante şi intercalaţii milimetrice cărbunoase, aparţinînd orizontului mediu ;

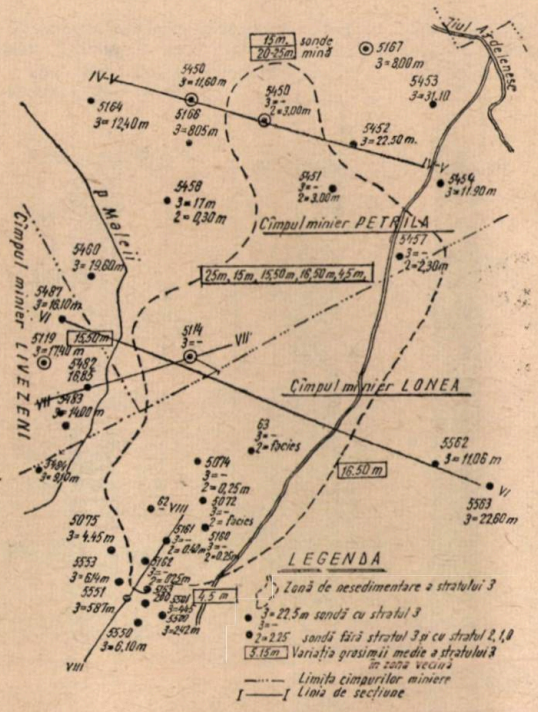


Fig. 4. Fragment de plan.

2— în această zonă are loc îngroşarea (dublarea) intervalului stratigrafic corespunzător stratului 3, în medie cu 55 m (fig. 5, 6 şi 7) ;

3— fenomenul descris mai sus s-a dezvoltat pe o suprafaţă mică şi de formă insulară (fig. 4) ;

4— zona cu lacuna de sedimentare a stratului 3 este înconjurată de grosimi mari (în medie 12,50 m), cu maxime în sonda 5 453 Petrila de 31,10 m şi în lucrările miniere din blocul 0 de 34 m (fig. 4).

În afara acestor caracteristici geologice, de ordin sedimentar, zona mai prezintă unele particularităţi de ordin tectonic.

În accepţiunea unei substituiri de facies a stratului 3 în zona de mai sus, sîntem obligaţi să admitem o mişcare negativă continuă a acestei suprafeţe mici şi insulare, mişcare care a avut loc după depunerea stratelor cu cărbuni din baza orizontului mediu : 0, 1, 2 şi a limitei productiv-bazal, scufundare lentă care a durat în toată perioada de depunere a stratului 3, pînă la aproximativ începutul ciclului de sedimentare a stratului 5, care a fost depus normal în toată regiunea.

Caracterul labil al zonei în această perioadă de timp este demonstrat de faptul că stratele cu cărbune inferioare stratului 3, stratele 0, 1, 2, precum şi limita productiv-bazal, au fost prinse în forajele noastre executate în această zonă la cote inferioare faţă de aceleaşi

strate și limită geologică interceptate în sondajele imediat vecine, iar stratele superioare stratului 3, începînd cu stratul 5, au fost prinse aproximativ la aceleași cote, atît în forajele

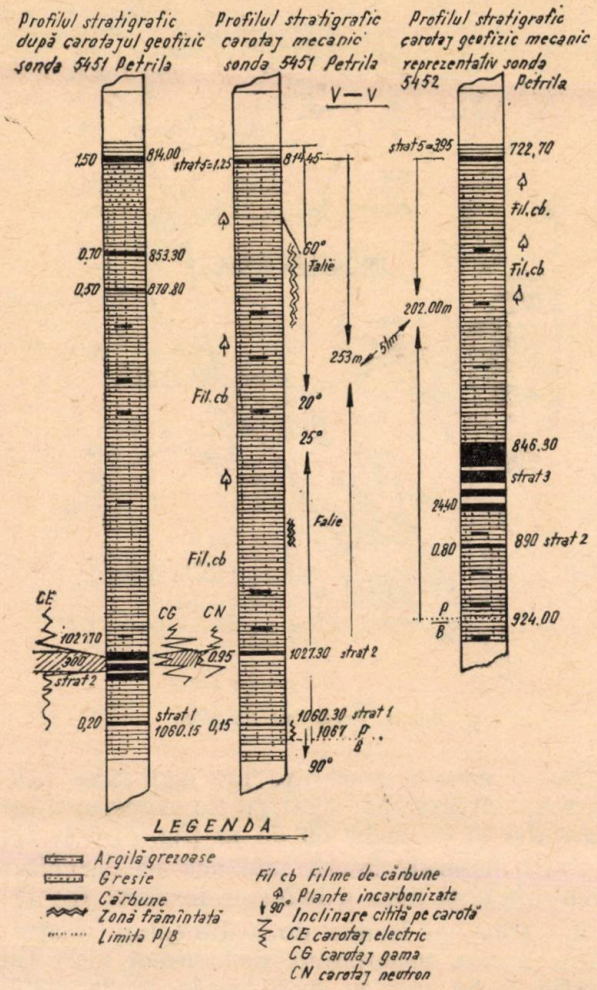


Fig. 5. Secțiune geologică prin stratul 3 — zona Petrila.

executate în zona cu lacună, cît și în cele vecine (fig. 8 și 9).

Rezultă în acest caz că scufundarea a avut loc la sfîrșitul ciclului de sedimentare a stratului 2, pînă la începutul ciclului de depunere a stratului 5, mișcare negativă care după dimensiunile mici ale zonei și poziției insulare ne permite să admitem că fenomenul de substituire facială a fost facilizat de o scufundare pe un sistem de falii care închideau această zonă (graben), cauzat de o denivelare locală a fundamentului cristalin.

Din interpretarea coloanelor stratigrafice ale sondelor din zona considerată, aceste falii sînt evidente, în special pe porțiunea de interval dintre stratele 2 și 5, interval care crește la aproape dublu și unde găsim frecvente elemente rupturale ca : oglinzi de fricțiune, planuri de alunecare, brecifieri, discordanțe unghiulare etc.

Astfel, în partea nordică a zonei, dacă comparăm grosimile intervalului dintre stratul 5 și limita productiv-bazal, care sînt repere bine prinse în tot cîmpul minier, constatăm că acest interval, în afara zonei cu lacuna stratului 3, este în medie de 202 m (sonda 5 452 este reprezentativă în acest sens ca alcătuire și succesiune litologică normală), iar în zona lacunei acest interval este de 253 m (exemplu sonda 5 451 care nu a prins stratul 3), deci mai mare cu 51 m (fig. 5 și 8).

Diferența de grosime a intervalului dintre aceste două repere (stratul 5 și limita P/B), prinse în aceste două sonde apropiate și cu alcătuire stratigrafică tip, poate fi explicată tectonic printr-o falie care a afectat sonda 5 451 în coperiș mărind-o cu 51 m, falie care de altfel a fost identificată în sondă la adîncimea de 837 m, unde avem elemente rupturale : plane de alunecare, discordanțe unghiulare (de la 22°

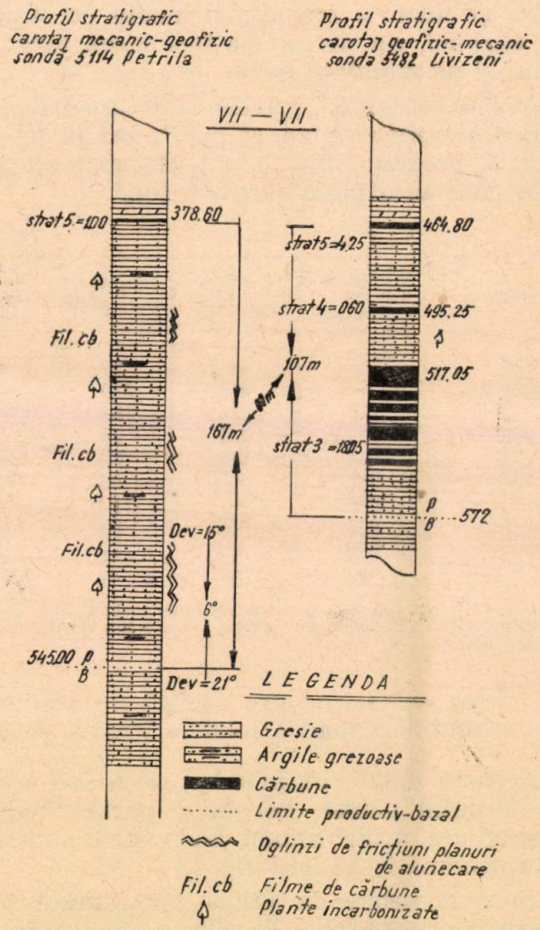


Fig. 6. Secțiune geologică prin stratul 3 — zona Petrila-Livezeni.

înclinare medie în sondă ajunge la 60° la 837 m, iar spre talpă atinge 90°—figurile 5 și 8).

Tot în partea nordică a zonei, sondajul 5 455 n-a interceptat stratul 3 și intervalul stratigrafic dintre cele două repere de mai sus este

cu 40 m mai mare faţă de acelaşi interval prins în sondele din vecinătatea zonei.

O situaţie similară găsim şi în partea de sud-vest a zonei, unde grosimea medie a intervalului dintre cele două repere (stratul 5 şi limita P/B) este de 107 m, prins în sonda 5 482 cu profil tip ca alcătuire stratigrafică, iar grosimea aceluiaşi interval în zona lacunei este de 167 m, prinsă în sonda 5 114 (care n-a interceptat stratul 3, deci cu 60 m mai gros — figurile 6 şi 9).

Analizînd profilul ultimului sondaj putem vedea elemente tectonice la adîncimea de 525 m, care confirmă prezenţa unei falii principale.

În partea de sud-est a zonei de nesedimentare a stratului 3, intervalul dintre aceleaşi repere de mai sus (stratul 5 şi limita P/B) este de 75 m, prins în tot grupul de sonde care au interceptat stratul 3, situate la sud şi foarte apropiate (80—120 m) de gradul sondelor situate la nord în zona lacunei, care nu au prins stratul 3 şi care au acest interval de 125 m, deci cu 50 m mai gros.

Analizînd zona de mai sus, din acest punct de vedere, se observă într-adevăr un sistem de falii cu direcţii, înclinări şi amplitudini diferite, falii de strat etc., care au frămîntat toată această zonă.

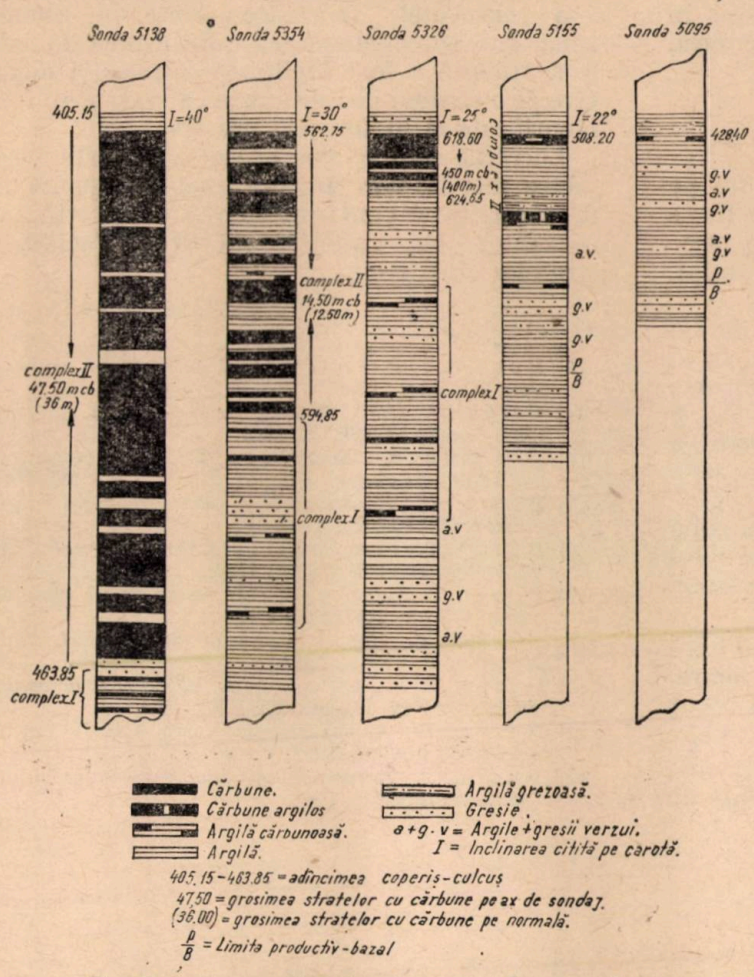


Fig. 7. Secţiune geologică prin stratul 3 — zona Lonea.

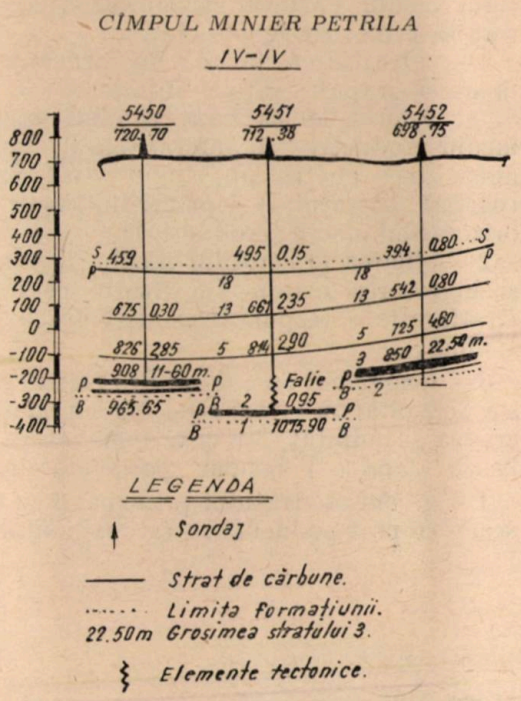


Fig. 8. Secţiune geologică — cîmpul minier Petrila.

Pe baza acestor elemente litofaciale şi tectonice, prinse în lucrările noastre de explorare, rezultă că lipsa de sedimentare a stratului 3

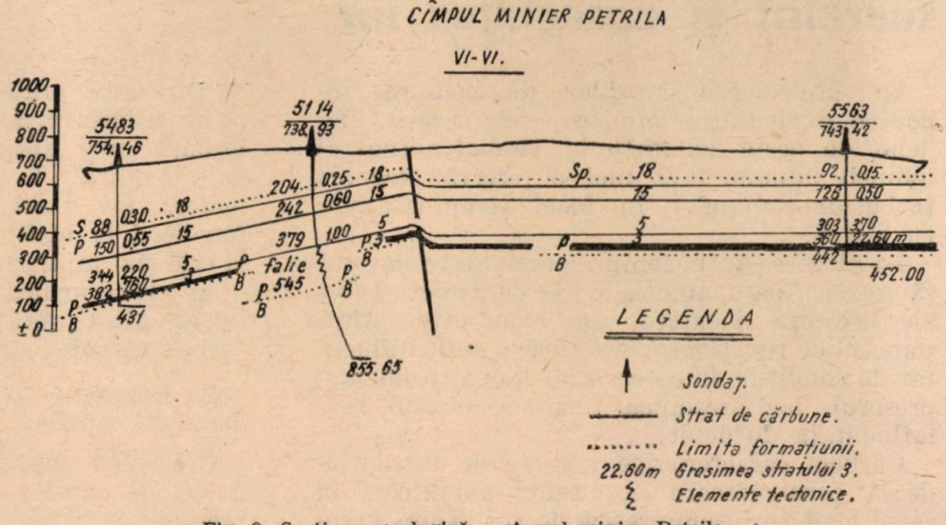


Fig. 9. Secţiune geologică — cîmpul minier Petrila.

în această zonă mică, insulară, înconjurată de grosimi mari (în medie 12,5 m) s-ar datora unor cauze de ordin tectonic prin scufundarea zonei pe un sistem de falii, care s-au produs după depunerea stratului 2, în timpul depunerii în zonele vecine a stratului 3 și înaintea depunerii stratului 5.

Concluzii

Comparînd elementele geologice obținute pe baza lucrărilor de explorare și prospecțiune între cele două zone de nesedimentare a stratului 3 din bazinul carbonifer Valea Jiului, rezultă următoarele deosebiri :

1— substituirea facială în prima zonă s-a făcut la grupul stratelor inferioare : 3, 4, 5, 7, 8, și 9 prin facies mixt a două orizonturi : mediu-productiv și inferior-bazal, iar în a doua zonă pentru un singur strat, stratul 3 (parțial și stratul 4) și printr-un singur facies a orizontului mediu (productiv) ;

2— efilarea orizontului mediu în prima zonă și îngroșarea orizontului mediu pe intervalul stratigrafic corespunzător stratului 3 în zona a doua ;

3— fenomenul de substituire facială și efilare s-a dezvoltat în prima zonă pe suprafață mare, gradat și îndințat, iar în a doua zonă s-a făcut brusc (laminat) insular pe suprafață mică ;

4— grosimea stratului principal 3 cu cărbune scade treptat pe înclinare de mai multe sute de metri, de la zeci de metri la zero în prima zonă, iar în a doua grosimea scade brusc pe cîțiva zeci de metri, de la 25—30 m la zero (păstrîndu-se totuși în zonele învecinate în medie 12,5 m) ;

5— elementele tectonice prinse în ultima zonă duc la concluzia că substituirea facială a stratului 3 a fost facilizată de mișcări negative pe un sistem de falii care au afectat și au fost identificate și în forajele noastre.

Lucrările care se vor executa în aceste perimetre miniere vor preciza condițiile geologice de zăcămînt și conturul adevărat de extindere a acestor două zone de substituire facială a stratelor cu cărbuni.

BIBLIOGRAFIE

[1] Borș, T. *Raport preliminar de prospecțiuni Aninoasa Jieț.* T.P.E.M., 1960.
[2] *Crihană, H. Raportul geologic asupra cîmpului minier Lonea.* T.P.E.M., 1961.
[3] Dorobanțu, I și Russu, T. *Raport geologic de sinteză asupra cîmpului minier Petrila.* T.P.E.M., 1962.
[4] Russu, T. *Raport geologic asupra cîmpului minier Aninoasa.* T.P.E.M., 1963.
[5] Russu, T. *Raport geologic de sinteză asupra cîmpului minier Paroșeni.* T.P.E.M., 1960.
[6] Russu, T. *Raport geologic de sinteză asupra cîmpului minier Vulcan.* T.P.E.M., 1958.
[7] Russu, T. *Raport geologic asupra cîmpului minier Aninoasa.* T.P.E.M., 1964.
[8] Russu, T. și Ionescu, M. *Raport geologic asupra cîmpului minier Iscroni.* T.P.E.M., 1964.
[9] Russu, T. *Raport geologic asupra cîmpului minier Livezeni.* T.P.E.M., 1963.
[10] Russu, T. *Raport geologic asupra cîmpului minier Sălătruc.* T.P.E.M., 1963.

Influența stării inițiale a aerului asupra curbelor caracteristice ale turbocompresoarelor și corectarea lor

Ing. *I. CONSTANTINESCU*

La proiectarea stațiilor de compresoare pentru exploatările miniere care necesită un debit de peste 200 m³/min, stadiul actual al tehnicii impune fără nici o rezervă alegerea turbocompresoarelor în locul compresoarelor cu piston.

La alegerea turbocompresoarelor este necesar să se dea toată atenția curbelor caracteristice ale acestora deoarece, așa cum este știut, punctul de funcționare este foarte mult influențat de condițiile în care va funcționa turbocompresorul, iar presiunea finală a aerului este influențată de debit.

Curbele caracteristice ridicate de întreprinderea constructoare pot suferi modificări în cazul cînd turbocompresoarele vor aspira aerul cu parametri mult diferiți de aceia la care ele au fost ridicate, fapt care se poate foarte ușor întîmpla mai ales dacă curbele caracteristice au fost ridicate la o presiune de 760 mm col. de mercur, iar după aceea turbocompresorul va funcționa la altitudini mari, așa cum este cazul la cele mai multe exploatări miniere.

În cele ce urmează se vor analiza factorii mai importanți ai aerului aspirat, care influențează curbele caracteristice ale turbocompresoarelor.

a. *Schimbarea greutății specifice în priza conductei de aspirare*

Greutatea specifică a aerului în priza conductei de aspirare influențează, atît creșterea presiunii în rotorul turbocompresorului, cît și

consumul de energie necesar pentru acţionare. Acest lucru se poate vedea dacă se ia în considerare relaţia puterii de acţionare :

$$N = \frac{G \cdot H}{102}, \text{ kW}, \qquad (1)$$

unde :

G este debitul turbocompresorului, kg aer/s ;
H — presiunea totală dată de turbocompresor, m coloană de aer.

Această relaţie se mai poate scrie şi în felul următor :

$$N = \frac{G \cdot H}{102} = \frac{Q \cdot \gamma \cdot H}{102}, \text{ kW}, \qquad (2)$$

unde :

Q este debitul turbocompresorului, m^3/s ;
γ — greutatea specifică a aerului, kg/m^3.

Din relaţia (2) se vede că presiunea dată de turbocompresor, în kgf/m^2, este cu atît mai mare cu cît este mai mare γ şi, bineînţeles, proporţional cu γ creşte şi puterea de acţionare, respectiv consumul de energie necesar pentru acţionarea turbocompresorului.

Este cunoscut că greutatea specifică a aerului aspirat este proporţională cu presiunea p_0 şi invers proporţională cu temperatura T_0, considerate în conducta de aspirare.

O schimbare a greutăţii specifice a aerului se manifestă printr-o deplasare a curbei caracteristice $p=f(Q)$ şi a curbei puterii $N=f(Q)$.

Efectul asupra funcţionării se manifestă mai intens, dacă rezistenţa pe care trebuie să o învingă turbocompresorul se menţine constantă, adică dacă presiunea în conducta de refulare şi pierderea de presiune pe conducte, reprezentată în figura 1 prin p, se menţin constante. În acest caz punctul de funcţionare din F_A se va deplasa pe dreapta p spre stînga în F_B sau spre dreapta în F_C şi deci va micşora sau mări debitul compresorului.

Dacă turbocompresorul trebuie să învingă numai rezistenţele de frecare ale aerului în conducte, situaţia este mai favorabilă, deoarece şi curba rezistenţelor se deplasează de asemenea proporţional cu greutatea specifică ; punctul de funcţionare F_A se deplasează perpendicular în sus (F_D), cînd greutatea specifică creşte şi se deplasează în jos (F_E), cînd greutatea specifică scade, iar debitul şi randamentul se menţin constante. Dacă curba rezistenţelor este mixtă, aşa cum de altfel este situaţia reală, atunci deplasarea punctului de funcţionare se face între cele două limite considerate.

b. *Presiunea aerului aspirat este variabilă*

Presiunea aerului aspirat poate fi variabilă, fie că în conducta de aspirare a turbocompresorului se găseşte montat un registru de strangulare, fie că acelaşi turbocompresor va lucra în staţii de altitudini diferite. Dacă în conducta de aspirare a turbocompresorului este montat un registru de strangulare, temperatura aerului rămîne aproape neschimbată ; la fel dacă compresorul va fi montat la altitudini diferite temperatura va fi numai puţin diferită în aceleaşi anotimpuri, căci rar diferenţa de altitudine între întreprinderile miniere depăşeşte 600—800 m. Din această cauză şi raportul $\frac{p_0}{\gamma_0} = RT_0$ rămîne aproape neschimbat. Deoarece turaţia rămîne aceeaşi, gradul de compresiune şi volumul aspirat rămîn neschimbate.

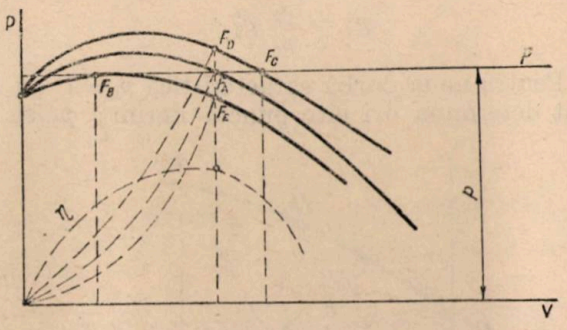


Fig. 1.

Lucrul mecanic necesar pentru compresiune este dat de ecuaţia :

$$G(AL) = G \cdot C_p (T - T_0) = V_0 \gamma_0 C_p T_0 \left(\frac{T}{T_0} - 1\right) =$$

$$= \frac{V_0 p_0}{R} C_p \left(\frac{T}{T_0} - 1\right), \qquad (3)$$

unde :

G este greutatea aerului aspirat, kg ;
V_0 — volumul aerului aspirat, m^3 ;
L — lucrul mecanic de compresiune, kgm/kg aer.
T_0 — temperatura aerului aspirat, °K ;
T — temperatura finală a aerului comprimat, °K.

Celelalte notaţii sînt cunoscute din termotehnică.

Din ecuaţia (3) rezultă că lucrul mecanic consumat variază proporţional cu presiunea p_0 din priza conductei de aspirare.

În urma celor spuse se poate construi curba caracteristică a unui rotor pentru cazul cînd presiunea de aspirare variază după o anumită lege şi cînd este dată curba caracteristică pentru o anumită presiune, după cum se vede în figura 2.

Fie A B C curba caracteristică a rotorului unui turbocompresor pentru cazul cînd $p_0=1$ at. Dacă această presiune se schimbă printr-un registru de strangulare, în aşa fel încît ea variază după curba O_1—D, atunci noua pre-

siune p_1' în rotor, adică ordonata noii curbe caracteristice, se obține din condiția :

$$\frac{p_1}{p_0} = \frac{p_1'}{p_0'} = \text{constant},$$

de unde :

$$p_1' = \frac{p_1}{p_0} p_0'.$$

Pentru noua curbă caracteristică $p_0=1$ at se pot determina ori cîte puncte dorim ; p_1 se ia

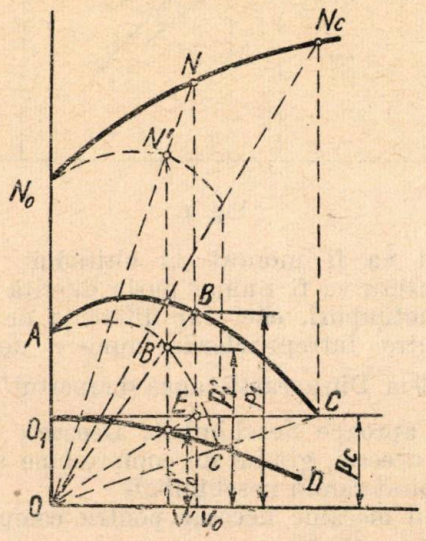


Fig. 2

de pe curba A B C , iar p_0' — de pe curba O_1—D, bineînțeles valori corespunzătoare aceluiași debit. Construcția se mai poate face și grafic în felul următor :

Triunghiurile B E O și B' E' O' sînt asemenea. Se duc razele OE și OB ; prima intersectează pe curba O_1—D presiunea p_0' și pe a doua rază se găsește perpendicular peste p_0 punctul corespunzător B' a noii curbe caracteristice AB' C', care aparține curbei de aspirație O_1—D.

Turbocompresorul poate lucra după una din curbele caracteristice A B C sau A' B' C'. Volumul V' corespunde presiunii p_0', pentru cazul cînd conducta de aspirare este neobturată, sau înaintea locului de obturare, deoarece toate abscisele sînt puse pe sistemul axelor de coordonare pentru această stare. Acest volum a devenit numai aparent mai mic ; cel după locul de obturare este mai mare și anume cele două volume se comportă ca și presiunile absolute, deci :

$$\frac{V'}{V_0} = \frac{p_0'}{p_0} \text{ sau } V' \frac{p_0}{p_0'} = V_0.$$

Din relația de mai sus se vede că prin obturare volumul n-a suferit nici o schimbare, cum de altfel cere și condiția unui raport constant de presiune.

În mod analog se poate construi din curba puterii N_0—N—N_e a unui turbocompresor, care lucrează normal, curba puterii pentru cazul cînd turbocompresorul ar aspira aerul la o altă presiune, deoarece :

$$\frac{N}{N'} = \frac{p_0}{p_0'},$$

unde :

N este puterea corespunzătoare pentru presiunea p_0, iar N' este puterea corespunzătoare pentru presiunea de aspirație p_0'.

Dacă se prelungește ordonata prin V_0 pînă la curba puterii date N_0—N—N_e, atunci N_0 intersectează pe ordonata V' punctul căutat N' al noii curbe a puterii.

În mod obișnuit acum din curba presiunii și a puterii se poate calcula curba randamentului.

c. *Răcirea aerului aspirat la turbocompresoare*

Dcă se ia în considerare lucrul mecanic de compresiune al unui turbocompresor nerăcit acesta va fi :

$$H = \frac{K}{K-1} p_0 \cdot V_0 (\varepsilon^{\frac{K-1}{K}} - 1), \frac{\text{kgm}}{\text{kg aer}},$$

unde :

ε reprezintă gradul de compresiune.

Înlocuind produsul p_0V_0 cu RT_0, relația este cea cunoscută :

$$H = \frac{K}{K-1} RT_0 (\varepsilon^{\frac{K-1}{K}} - 1), \frac{\text{kgm}}{\text{kg aer}}.$$

Dacă se ia în considerare un turbocompresor cu răcire, atunci :

$$H = \frac{n}{n-1}[RT_0(\varepsilon_1^{\frac{n-1}{n}} - 1) +$$

$$+ RT_0' (\varepsilon_2^{\frac{n-1}{n}} - 1) + \ldots RT_0' (\varepsilon_n^{\frac{n-1}{n}} - 1)],$$

unde :

T_0' reprezintă temperatura de intrare a aerului în grupa a II-a și în ultima grupă de rotoare și este în funcție de temperatura apei de răcire.

Aceste formule arată că la compresorul fără răcire lucrul mecanic de compresiune a aerului este proporțional cu temperatura de aspirație, iar la compresorul cu răcire este de asemenea proporțional cu temperatura de intrare a aerului în prima grupă de rotoare.

Din această cauză se vede clar că o răcire a aerului aspirat, înainte de a ajunge în primul rotor al turbocompresorului, ar reduce energia necesară pentru compresiune și ar fi rentabilă în cazul în care ca mijloc de răcire ar fi folosită apa și dacă prin răcire aerul nu ar pierde din presiunea sa inițială.

Dacă s-ar putea evita pierderea de presiune prin răcirea aerului atmosferic aspirat atunci, procentual, economia de energie care s-ar realiza la compresiunea aerului prin prerăcirea acestuia într-un turbocompresor nerăcit ar fi :

$$e = \frac{\Delta N}{N} = \frac{\Delta t_0}{T_0},$$

unde :

Δt_0 reprezintă scăderea temperaturii în prerăcitor.

În realitate trebuie să se țină seama de pierderile de presiune în prerăcitor. Dacă se notează cu δP_0 pierderea de presiune, atunci presiunea efectivă de aspirație a aerului P_{e0} va fi :

$$P_{e0} = P_0 - \delta P_0.$$

Din această cauză gradul de compresiune ε' va trebui să crească :

$$\varepsilon' = \frac{P_f}{P_0 - \delta P_0} = \frac{\varepsilon}{1 - \frac{\delta P_0}{P_0}} \cong \varepsilon\left(1 + \frac{\delta P_0}{P_0}\right),$$

unde :

P_f este presiunea finală, iar

$$\varepsilon = \frac{P_f}{P_0}.$$

În legătură cu scăderea presiunii aerului aspirat, se precizează că are loc concomitent și o creștere ΔL_0 a lucrului mecanic de compresiune L, proporțional cu creșterea compresiunii $(\varepsilon^{\frac{K-1}{K}} - 1)$ pentru turbocompresoarele nerăcite. Procentual creșterea energiei necesare pentru compresiune va fi :

$$\frac{\Delta L_0}{L} = \frac{\varepsilon^{\frac{K-1}{K}} \cdot 100}{\frac{K}{K-1}(\varepsilon^{\frac{K-1}{K}} - 1)} \cdot \frac{\delta P_0}{P_0} = \xi_0 \frac{\delta P_0}{P_0}.$$

Dacă se ia în considerare acum pierderea presiunii în prerăcitor δP_0, economia de lucru mecanic pentru compresiune ΔL va fi :

$$\frac{\Delta L}{L} \cdot 100 = 100 \frac{\Delta t_0}{T_0} - \xi_0 \frac{\delta P_0}{P_0}. \qquad (4)$$

Deoarece temperatura apei de răcire este numai cu cîteva grade mai mică decît a aerului aspirat, nu s-ar putea practic realiza o răcire pronunțată a aerului aspirat ; din cauza aceasta prerăcirea aerului este nerentabilă.

La turbocompresorul răcit calculul se face similar, doar indicele politropic este mai mic ca și k.

Corectarea curbelor caracteristice la turbocompresoare

La alegerea turbocompresoarelor este foarte important să se cunoască curba caracteristică a acestora. Curba caracteristică a unui turbocompresor se determină din caracteristicile tuturor rotoarelor, din care fiecare poate să aibă curba sa caracteristică specifică.

Suprapunerea curbelor caracteristice pentru fiecare treaptă, în sensul de a obține curba caracteristică a turbocompresorului, nu este posibilă, așa cum bunăoară se poate face la o pompă centrifugală cu mai multe rotoare, deoarece în cursul compresiunii debitul scade ca volum. În afară de aceasta nu toate rotoarele au același diametru, deci și creșterea presiunii în rotoare este diferită. Însăși curba randamentului este diferită pentru fiecare rotor, deci lucrurile sînt puțin mai complicate decît la pompele centrifugale.

La aceasta se mai adaugă faptul că întreg mănunchiul de curbe caracteristice se deplasează îndată ce intervine o schimbare a numărului de turații, sau a greutății specifice a aerului la intrarea în turbocompresor.

Curbele caracteristice pot fi aduse la o formă mai simplă înlocuind creșterea presiunii Δp de pe axa ordonatelor cu coeficientul de presiune $m = 2\varphi\eta_h$, iar în locul debitului V ca abscisă să se treacă raportul față de debitul normal V_0, adică $q = \frac{V}{V_0}$. Curbele caracteristice ale rotoarelor diferă numai puțin una de alta, așa că, în locul lor poate fi trasată o curbă caracteristică de bază. Aceasta însă este valabilă numai pentru o anumită turație și la sarcină normală, cînd turbocompresorul debitează V_0 m³/min și are rendamentul cel mai mare $q_0 = 1$.

Dacă se schimbă turația, atunci :

$$q = \frac{V}{V_0} \cdot \frac{n_0}{n}, \qquad (5)$$

unde :

V este debitul pentru turația n,
V_0 este debitul pentru turația n_0.

Curba caracteristică de bază, obținută în acest fel, este independentă de turație, de densitatea fluidului, de debitul și de poziția rotorului.

În felul acesta se poate determina comportarea oricărui fel de turbocompresor la diferitele condiții de funcționare.

La sarcină normală, corespunzînd celui mai mare randament, q_0 și m_0 sînt la fel de mari în toate rotoarele, deoarece pentru toate este valabilă aceeași curbă caracteristică de bază. Pentru o sarcină oarecare :

$$q = q_0 \frac{V}{V_0} \cdot \frac{n_0}{n} = q_0 \frac{G}{G_0} \cdot \frac{\gamma_0}{\gamma} \cdot \frac{n_0}{n}, \qquad (6)$$

unde :

G respectiv G_0 sînt greutăţile debitelor de aer ;

γ şi γ_0 greutăţile specifice.

Dacă se ţine seamă de ecuaţia generală a gazelor, atunci relaţia (6) se poate scrie :

$$q = q_0 \frac{n_0}{n} \cdot \frac{G}{G_0} \cdot \frac{p_0}{p} \cdot \frac{T}{T_0},$$

unde temperatura T şi presiunea iniţială a aerului p este diferită de valorile normale T_0 şi p_0.

Luîndu-se în considerare raportul de deschidere a conductei de aspirare q_1, pentru prima grupă de rotoare, şi q_2 pentru ultima grupă, avem :

$$q_1 = q_0 \frac{V}{V_0} \cdot \frac{n_0}{n} = q_0 \frac{G}{G_0} \cdot \frac{p_{01}}{p_1} \cdot \frac{T}{T_0} \cdot \frac{n_0}{n}, \qquad (7)$$

$$q_2 = q_0 \frac{V_2}{V_{02}} \cdot \frac{n_0}{n} = q_0 \frac{G}{G_0} \cdot \frac{p_{02}}{p_2} \cdot \frac{T}{T_0} \cdot \frac{n_0}{n}, \qquad (8)$$

unde indicele zero indică starea normală de aspiraţie, indicele 1 starea diferită (adică în prima grupă de rotoare s-a aspirat cu presiune mai mică). Indicele 2 caracterizează ultima grupă de rotoare ; cînd are zero înainte indică faptul că grupa I de rotoare a aspirat normal, iar fără zero înainte, grupa I de rotoare a aspirat aer cu presiune mai mică.

Pentru rezumarea calculului se pot introduce gradele de compresiune ε_0 şi ε. Dacă prima grupă de rotoare aspiră aer la presiunea de 1 at. (adică normal), atunci $\varepsilon_0 = \frac{p_{02}}{p_{01}}$, iar dacă prima grupă de rotoare aspiră aer de presiunea p_1, după ultima grupă de rotoare presiunea va fi p_2, iar $\varepsilon = \frac{p_2}{p_1}$. În aceste cazuri :

$$p_{02} = \varepsilon_0 p_{01} \text{ iar } p_2 = \varepsilon p_1 .$$

Introducînd aceste valori în relaţia (8), se obţine :

$$q_2 = q_0 \frac{G}{G_0} \cdot \frac{T}{T_0} \cdot \frac{n_0}{n} \cdot \frac{\varepsilon_0 p_{01}}{\varepsilon p_1} = q_1 \frac{\varepsilon_0}{\varepsilon}, \qquad (9)$$

Între q_1 şi q_2 se poate găsi un raport de deschidere mediu q_m din următoarea relaţie :

$$q_m = q_1 \sqrt{\frac{1+\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon}}{2}} \cdot \qquad (10)$$

Debitul aspirat într-o altă situaţie decît cea normală, ţinînd seamă de relaţia (10), va fi :

$$V = V_0 \frac{n}{n_0} \cdot \frac{q_1}{q_0} = V_0 \frac{q_m}{q_0} \cdot \frac{n}{n_0} \sqrt{\frac{2}{1+\frac{\varepsilon_0}{\varepsilon}}} \cdot \qquad (11)$$

Pentru calculul gradului de compresiune la turbocompresoare în diferite situaţii de funcţionare se pot folosi relaţii relativ simple.

Considerînd un rotor infinit de mic al unui turbocompresor presiunea d_p pe care o creează va fi :

$$dp = \gamma \varphi \eta_h \frac{d(u^2)}{g} = \frac{m \cdot \gamma}{2g} = \mathrm{d}(u^2),$$

unde :

$$\varphi = c_2 \cos \alpha_2 ;$$

η_h este randamentul hidraulic ;

$$m = 2\varphi\eta_h ;$$

sau :

$$\frac{dp}{p} = \frac{m}{2gRT} = \mathrm{d}(u^2). \qquad (12)$$

Prin integrare în partea stîngă se obţine gradul de compresiune între primul şi ultimul rotor sau între prima şi ultima grupă de rotoare, iar în partea dreaptă se obţine $\varepsilon(u^2) = z u^2$, iar

$$\log \varepsilon = \frac{m}{2g \cdot RT} z \cdot u^2, \qquad (13)$$

aceasta fiind relaţia generală pentru calculul gradului de compresiune.

Dacă se notează cu ε_0 gradul de compresiune pentru cazul cînd turbocompresorul aspiră aer cu temperatura t_0, presiunea p_0, turaţia n_0, adică starea normală este reprezentată prin indicele zero, atunci

$$\ln \varepsilon_0 = m \cdot \frac{z u_0^2}{2g \cdot RT_0}, \qquad (14)$$

iar pentru o altă turaţie şi alţi parametri ai aerului, gradul de compresiune fiind x, la acelaşi turbocompresor se poate scrie :

$$\ln \varkappa = \frac{m}{2gRT} \left(\frac{n}{n_0}\right)^2 Z u_0^2 . \qquad (15)$$

În cazul acesta există toate elementele necesare pentru calculul noului debit dat de turbocompresor la o altă turaţie, fără să fie folosite legile afinităţii, a căror folosire în cazul turbocompresoarelor ar duce la rezultate eronate.

Corectarea curbelor caracteristice ale unei turbomaşini în funcţie de parametrii iniţiali ai aerului aspirat se poate face şi prin alt procedeu şi anume, ţinînd seama de teoria similitudinii în procesul compresiunii aerului.

Este ştiut că la turbomaşinile geometric asemenea şi fără răcire, caracteristicile procesului de compresiune depind de patru factori :

$$\frac{Q}{i^2 u^2}, \frac{u^2}{RT}, \frac{Ks}{i} \text{ şi } K,$$

unde i este coeficientul de proporţionalitate a turbomaşinilor geometric asemenea.

Pentru comoditatea calculului în locul expresiei $\frac{Q}{i^2 u_2}$ se poate introduce mărimea ei echivalentă :

$$\frac{Q}{i^2 \sqrt{RT}}$$

sau :

$$\frac{G}{i^2 P} \sqrt{RT}.$$

Exprimînd acum analitic gradul de compresiune, randamentul indicat şi puterea, se obţine :

$$\left.\begin{aligned} \varepsilon &= \frac{p}{p_0} = f_1\left(\frac{G}{i^2 p_0}\sqrt{TR_0}, \frac{u_2}{\sqrt{RT_0}}, \frac{Ks}{i}, K\right) \\ \eta_i &= f_2\left(\frac{G}{i^2 p_0}\sqrt{RT_0}, \frac{u_2}{\sqrt{RT_0}}, \frac{Ks}{i}, K\right) \\ \frac{Ni}{i^2 P_0 \sqrt{RT_0}} &= f_3\left(\frac{G}{i^2 P_0}\sqrt{RT_0}, \frac{u_2}{\sqrt{RT_0}}, \frac{Ks}{i}, K\right) \end{aligned}\right\} \quad (16)$$

Din aceste relaţii se vede că turbomaşinile geometric asemenea pot fi caracterizate prin curbe caracteristice asemănătoare care depind de :

$$\varepsilon,\ \eta_i \text{ şi } \frac{Ni}{i^2 P_0 \sqrt{RT_0}},$$

dacă la ambele turbomaşini nerăcite indicele adiabatic K este acelaşi.

După teoria similitudinii se vede că se pot uşor proiecta noi maşini, pe baza similitudinii, însă ceea ce este mai important, pentru scopul urmărit în lucrarea de faţă, este generalizarea curbelor caracteristice în aşa fel încît pentru oricare parametri ai aerului aspirat să se poată determina curbele caracteristice reale ale turbomaşinii. Acest lucru se poate realiza relativ simplu dacă nu se ia în considerare rugozitatea interioară a turbomaşinii. Fiind vorba de aceeaşi turbomaşină, $i=1$ iar u_2 se înlocuieşte prin n în relaţiile (16).

Dacă pentru starea normală de aspirare se consideră presiunea P_0, constanta aerului R_0 şi temperatura T_0, atunci curbele caracteristice, pentru noile condiţii de aspirare, în care presiunea constantă şi temperatura sînt P_{01}, R_{01}, T_{01}, se obţin prin înmulţirea coordonatelor fiecărui punct al curbei caracteristice iniţiale (pentru condiţiile de aspirare P_0, R_0 şi T_0) cu anumiţi factori, care pot fi calculaţi uşor, aşa cum se va vedea mai jos, şi înlocuind turaţia n a curbei de pornire cu noua valoare n_{01} :

$$n_{01} = n_0 \sqrt{\frac{R_{01}\, T_{01}}{R_0\, T_0}}$$

unde n_{01} reprezintă o turaţie echivalentă pentru noile condiţii de aspirare, turbomaşina funcţionînd de fapt la turaţia sa normală.

Astfel :

$$Q_{01} = \frac{n_{01}}{n_0} Q_0 = \sqrt{\frac{R_{01}\, T_{01}}{T_0\, R_0}} \cdot Q_0. \quad (17)$$

Luînd din curba caracteristică iniţială un anumit Q_0, acesta se înmulţeşte cu factorul constant

$$\sqrt{\frac{R_{01}\, T_{01}}{R_0\, T_0}}$$

obţinîndu-se noua curbă caracteristică, bineînţeles ca şi la condiţiile de aspirare pentru care întreprinderea constructoare a luat curba caracteristică a maşinii; deci cunoscînd presiunea iniţială P_{01} şi luînd gradul de compresiune din curba iniţială corespunzătoare fiecărui debit luat în calcul, se poate determina noua curbă caracteristică a turbomaşinii.

Exprimat în greutate, debitul ar fi :

$$G_{01} = \frac{n_{01}}{n_0}, \frac{\gamma_{01}}{\gamma_0} G_0 = \sqrt{\frac{R_{01}\, T_{01}}{R_0\, T_0}}\ \frac{\gamma_{01}}{\gamma_0} G_0. \quad (18)$$

Curba caracteristică a puterii se va calcula din relaţia :

$$N_{01} = \left(\frac{n_{01}}{n_0}\right)^3 \cdot \frac{\gamma_{01}}{\gamma_0} N_0 = \left(\sqrt{\frac{R_{01}\, T_{01}}{R_0\, T_0}}\right)^3 \frac{\gamma_{01}}{\gamma_0} N_0, \quad (19)$$

luînd pe N_0 de pe curba iniţială şi înmulţindu-l cu factorii respectivi care, după cum se ştie, provin din relaţiile turbomaşinilor geometric asemenea.

Dacă exponentul adiabatic s-ar schimba, relaţiile n-ar mai fi valabile însă n-ar mai exista nici similitudinea; în cazul turbocompresoarelor care lucrează cu aer, exponentul adiabatic K nu se schimbă.

Adaptînd curbele caracteristice ale tubocompresorului la situaţia reală în care va lucra, se pot evita eventualele lipsuri de aer comprimat care ar rezulta din funcţionarea diferită a turbomaşinii faţă de situaţia la care i-au fost ridicate curbele caracteristice, ajungîndu-se la o proiectare ştiinţifică a staţiei de compresoare şi la planificarea corectă a debitului de aer necesar, în concordanţă cu nevoile reale ale întreprinderilor miniere.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ris, V. T. *Compresoare centrifuge.* (traducere din limba rusă) Editura tehnică, Bucureşti, 1958.

[2] Sentek, J. *Wplyw parametrow poczatkowych gazu na przebieg charakterystyki turbodmuchawy.* Elektryfikacjy i mechanizacja gornictwa i kutnictwa, nr. 4, Krakow, 1958.

Metoda generală de calcul al valorii instalațiilor de extracție minieră (II)

Ing. *P. ȚEPELUȘ*
aspirant – Moscova

B. Partea electrică

Elementele componente de bază ale părții electrice a mașinilor de extracție minieră sînt: motorul electric, instalația de transformare a curentului alternativ în curent continuu (grup convertizor, redresor cu mercur, semiconductor etc.) și se preconizează și transformatorul. Orientarea generală pe plan mondial se îndreaptă spre utilizarea motorului de curent continuu, alimentat prin semiconductori, de preferință din siliciu, de puteri mari. Deoarece fabricarea pe scară industrială a semiconductorilor din siliciu a început nu de mult, și perfecționarea fabricării lor are loc în ritm rapid, valoarea lor are variații simțitoare, cu tendințe vădite de scădere. De aceea, în cele de mai jos ne referim numai la redresorii cu mercur cu grilă, a căror confecționare pe scară industrială este mai veche și valoarea cu care sînt livrați de către țările exportatoare a căpătat o stabilitate satisfăcătoare. Redresorii cu mercur sînt utilizați în prezent în special pentru puteri ale motorului electric mai mari de 300–500 kW și pînă la aceste puteri se observă o tendință clară de înlocuire a lor (acolo unde este rezonabil) cu semiconductori din siliciu, care actualmente se confecționează pentru intensități de curent pînă la 200–300 amperi.

Datorită faptului că peste 50% din minele noastre vor avea, conform planurilor de perspectivă, puțuri de capacități pînă la 1 000–2 000 tone pe zi și înălțimi de extracție pînă la 300–400 metri, care necesită motoare electrice pînă la 400–500 kW, precum și faptul că asemenea motoare de curent continuu au o largă utilizare în acționarea utilajelor de transport, în industria metalurgică, petrolieră, chimică și alte domenii, considerăm ca reală studierea oportunității confecționării semiconductorilor din siliciu în țara noastră.

I. Randamentul total al instalațiilor de extracție minieră

Considerăm că este foarte util să se prezinte la început randamentul total al instalațiilor de extracție minieră pentru diferite sisteme de acționare electrică. Randamentul fiecărui tip de mașină de extracție reprezintă rezultatul produsului randamentelor parțiale, prezentate în tabela 1, pentru diferite sisteme de acționare, unde s-au prezentat valorile lor medii, utilizate de obicei în proiectări.

Din tabelă se poate vedea ușor că cel mai mare randament îl asigură sistemul de acționare redresor-motor (sau semiconductor-motor), iar cel mai mic îl căpătăm în cazul utilizării motorului asincron.

II. Valoarea motorului electric

În conformitate cu cercetările prof. V. S. Tulin, valoarea motorului se poate calcula după expresia:

$$K_{em} = 10 \cdot \sqrt{M_n}, \text{ mii ruble.} \qquad (1)$$

Momentul nominal M_n al motorului se poate considera ca rezultatul produsului dintre momentul static și coeficientul care ne arată de cîte ori forța echivalentă este mai mare decît cea statică.

Avînd în vedere cele menționate în prima parte a articolului, publicat în Revista Minelor nr. 4, 1965, putem determina formula generală a valorii motorului din expresia:

$$K_{em} = 10 \sqrt{\frac{K_r f_M}{k_r i}} = \sqrt{\frac{k_r \cdot k \cdot U_V \beta_D \sqrt{\beta_D A_K f_M}}{1{,}365 \cdot 10^7 \, k \, k_{peg} \, i \sqrt{\eta_p (L-H)}}} \cdot$$

$$\cdot \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3} = 10 \sqrt{\frac{U_V \beta_D A_K \sqrt{\beta_D f_M}}{1{,}365 \cdot 10^7 \, i \sqrt{\eta_p (L-H)}}} \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3} =$$

$$= 10 \sqrt{\frac{U_V \beta_D A_K \sqrt{\beta_D f_M}}{1{,}365 \cdot 10^7 \sqrt{\eta_p (L-H)}}} \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}, \text{ mii ruble.} \qquad (2)$$

Aceeași expresie se poate deduce și în cazul utilizării ecuației momentului, cunoscută din cursurile de mecanică:

$$M_n = \frac{975}{i} \cdot \frac{P_n}{f_M},$$

unde:

i este raportul de transmisie a reductorului;

f_M – coeficientul de putere (vezi relația 10).

Tabela 1

Denumirea randamentului	Simbol η	Maşini de extracţie minieră monocablu			Maşini de extracţie minieră multicablu		
		Sisteme de acţionare electrică			Sisteme de acţionare electrică		
		MA	G–M	R–M	MA	G–M	R–M
Rezistenţa pe puţ a) instalaţii cu colivii	η_p	$\frac{1}{k} = \frac{1}{1{,}15}$ 0,87	0,87	0,87	$\frac{1}{1{,}3} = 0{,}77$	0,77	0,77
b) instalaţii cu schip	η_p	$\frac{1}{k} = \frac{1}{1{,}1}$ 0,91	0,91	0,91	$\frac{1}{1{,}15} = 0{,}87$	0,87	0,87
Reductorul	η_r	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95	0,95
Motorul electric	η_m	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94	0,94
Generatorul	η_G	–	0,94	–	–	0,94	–
Motorul sincron	η_{ms}	–	0,95	–	–	0,95	–
Redresorul	η_{rd}	–	–	0,95	–	–	0,95
Cinematic	η_{ci}	$\frac{1}{\alpha}$	$\frac{1}{1-0{,}125\,C}$	$\frac{1}{1+0{,}125\,C}$	$\frac{1}{\alpha}$	$\frac{1}{1-0{,}125\,C}$	$\frac{1}{1+0{,}125\,C}$
Cibernetic		0,95	–	–	0,95	–	–
General (mediu)	η_T	sistem de acţionare electrică					
		MA		G–M		R–M	
		$\eta_{MA}=\eta_p\eta_r\eta_m\eta_{ci}\eta_{cib}=0{,}64$		$\eta_{GM}=\eta_p\eta_r\eta_m\eta_e\eta_{ms}\eta_{ci}=0{,}72$		$\eta_{RM}=\eta_p\eta_r\eta_m\eta_{rd}\eta_{ci}=0{,}75$	

În conformitate cu expresia (2), putem afla formulele de calcul ale valorilor motorului electric pentru diferite tipuri de maşini de extracţie:

a) o maşină multicablu cu două vase:

$$K_{em}^{MO} = \sqrt{\frac{0{,}735\cdot 10^{-5} A_K f_M \sqrt{\beta_D}}{i\sqrt{\eta_p (L-H)}}} \cdot \sqrt[4]{\varepsilon^3 R^3 T^3}, \text{ mii ruble;} \quad (2a)$$

b) două maşini multicablu cu contragreutate şi cu un vas de capacitate nominală (Q):

$$K_{em}^{2M1} = \sqrt{2}\, K_{em}^{MO}, \text{ mii ruble;} \quad (2b)$$

c) o maşină multicablu cu contragreutate şi un vas de capacitatea nominală (Q):

$$K_{em}^{M1} = \frac{1}{\sqrt{2}} \cdot K_{em}^{MO}, \text{ mii ruble;} \quad (2c)$$

d) o instalaţie multicablu cu contragreutate cu un vas de capacitate dublă (2Q):

$$K_{em} = \sqrt[4]{2}\, K_{em}^{MO}, \text{ mii ruble} \quad (2d)$$

e) o maşină monocablu cu două vase de capacitate nominală (Q):

$$K_{em}^{0} = \sqrt{\frac{0{,}735\cdot 10^{-5} A_K \sqrt{\beta_D} f_M}{i\sqrt{L-H}}} \cdot \sqrt[4]{\varepsilon^3 R^3 T^3} =$$

$$= \sqrt{\frac{1{,}8\cdot 10^{-2} f_M \sqrt{\beta_D}}{i\sqrt{L-H}}} \cdot \sqrt[4]{\varepsilon^3 R^3 T^3}, \text{ mii ruble.} \quad (2e)$$

În conformitate cu expresiile de mai sus, în tabela 2 se prezintă formulele de calcul al valorii motoarelor electrice pentru principalele tipuri de maşini de extracţie.

Să ne oprim acum asupra expresiilor (2 a) şi (2 b) care ne arată că valoarea motoarelor a două maşini de extracţie multicablu cu un vas (schip) este mai mare de $\sqrt{2}$ ori decît a unei instalaţii de extracţie multicablu cu două vase. Aparent formulele dau aceste rezultate numai în cazul cînd timpul unei curse T este egal în amîndouă cazurile, caz care realmente nu are loc. Este bine cunoscut că constanta de regim dinamică optimală C a maşinilor de extracţie multicablu cu două vase (schipuri) este mai mică decît a celor cu un vas şi contragreutate şi în consecinţă viteza lor va fi mai mică. Aceasta înseamnă că durata timpului de extracţie $\left(T = \sqrt{\frac{\mu}{C} H}\right)$ la maşinile multicablu cu două vase va fi mai mare, fapt care atrage după sine mărirea capacităţii vasului spre a putea asigura productivitatea proiectată a vasului. În consecinţă, valoarea motoarelor a două maşini de extracţie multicablu cu un vas nu poate fi mai mare de 1,3 ori decît a motorului unei maşini de extracţie multicablu cu două vase şi practic nu va diferi de valoarea motorului unei instalaţii multicablu cu un vas de capacitate dublă. Mărirea capacităţii vaselor la maşina de extracţie multicablu cu două vase aduce după sine o mărire a costului elementelor de bază a părţii ei mecanice în medie cu 10%.

Schema maşinii de extracţie	Expresia pentru vasul respectiv, mii ruble			
	schip		colivii	
Monocablu	$0{,}16\sqrt{\frac{f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$		$0{,}176\sqrt{\frac{f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	
Multicablu cu două vase	$\eta_p = 4$	$\eta_p = 6$	$\eta_p = 4$	$\eta_p = 6$
	$\sqrt{\frac{0{,}52\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{0{,}425\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{0{,}635\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{0{,}52\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$
Multicablu cu un vas de capacitate nominală	$\sqrt{\frac{1{,}05\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{0{,}855\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{1{,}27\cdot10^{-5}\beta_D f_M A_K}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{1{,}05\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$
Monocablu cu un vas de capacitate dublă	$\sqrt{\frac{0{,}73\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{0{,}595\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{0{,}9\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$	$\sqrt{\frac{0{,}735\cdot10^{-5}\beta_D A_K f_M}{i\sqrt{L-H}}}E$

unde: $E = \sqrt[4]{\varepsilon^3 R^3 T^3}$

În plus, faţă de cele arătate, trebuie să mai avem în vedere următoarele:

a. Valoarea înălţimii pentru care se asigură nealunecarea cablurilor pe organul de înfăşurare a maşinilor multicablu cu două vase se defineşte după relaţia (pentru $f = 0{,}25$):

$$H \leqslant \frac{L_n}{2\,m} \qquad (3)$$

unde:

L_n este lungimea de rupere a cablului, m;
m — coeficientul de siguranţă static al cablului;
f — coeficientul de frecare a cablului pe roata de fricţiune.

Ca o consecinţă a acestei relaţii reiese că pentru înălţimi pînă la 700—800 m trebuie îngreuiate artificial schipurile, deci este necesară o mărire suplimentară a motorului instalaţiei multicablu cu două vase.

b. Scara creşterii puterii motoarelor electrice, conform standardelor existente, are coeficientul de creştere care variază între 1,2 şi 1,4. Deci diferenţa dintre valorile motoarelor celor două sisteme de maşini de extracţie va deveni insensibilă şi practic, în majoritatea cazurilor, nu va diferi.

c. În timpul funcţionării maşinii de extracţie multicablu cu două vase, în special în prima perioadă, avem de-a face cu alungiri apreciabile ale cablului de extracţie şi pentru ca vasele să se oprească la nivelele dorite este necesar să scurtăm mereu cablurile, operaţie care creează serioase dificultăţi în exploatarea acestor maşini.

În concluzie, interpretarea reală a expresiei (2b) poate duce la concluzii greşite şi din această cauză se preconizează încă maşini de extracţie multicablu cu două vase, în cazul cînd deservesc

Tabela 2

Formule de calcul, mii ruble			
schip		colivii	
$\eta_p = 4$	$\eta_p = 6$	$\eta_p = 4$	$\eta_p = 6$
cabluri cu toroane fasonate			
$0{,}48 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}435 \cdot 10^{-5} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}53 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}48 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$
cabluri închise			
$0{,}45 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}41 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}5 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}45 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$
cabluri cu toroane fasonate			
$0{,}68 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}615 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}75 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}682 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$
cabluri închise			
$0{,}64 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}57 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}706 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}64 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$
cabluri cu toroane fasonate			
$0{,}575 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}527 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}635 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}575 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$
cabluri închise			
$0{,}535 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}493 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}690 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$	$0{,}535 \cdot 10^{-3} \sqrt{\beta_D f_M} \cdot E$

un singur orizont. Din cele de mai sus reies clar avantajele care caracterizează din punct de vedere tehnic (al exploatării) și economic mașinile de extracție cu multicablu cu un vas și nu întîmplător firma suedeză ASEA nu recomandă utilizarea mașinilor de extracție multicablu cu două vase.

De aceea pentru minele din R.P.R. care, conform planurilor de perspectivă, au prevăzute puțuri de extracție de adîncimi care nu depășesc 800—1 000 m, utilizarea mașinilor de extracție multicablu cu două vase nu este indicată. Desigur că cele menționate mai sus sînt numai relatări de principiu și în măsura posibilităților și oportunității se poate prezenta un material de calcul mai detaliat. Din cele prezentate se desprind următoarele concluzii mai importante referitoare la valoarea motorului electric:

1. Valoarea motorului electric depinde de momentul nominal.

2. Datorită faptului că coeficientul de putere al forței echivalente F_e a motorului depinde de forma diagramei vitezei utilizate și de tipul mașinii de extracție, rezultă că valoarea motorului depinde de constanta regimului dinamic C, coeficientul de viteză α și coeficientul de rezistență k (vezi formula 10).

3. Valoarea motoarelor a două mașini de extracție multicablu cu un vas de capacitate nominală este mai mare de 1,1—1,2 ori decît a unei instalații de extracție multicablu cu un vas de capacitate dublă, dar și această cifră se micșorează dacă luăm în considerare coeficientul de creștere a puterilor motoarelor din standardele în vigoare. Avînd în vedere că valoarea organului de înfășurare și a reductorului unei instalații multicablu cu un vas de capacitate dublă este mai mare cu $\sqrt{2}$ decît în cazul

a două mașini de extracție multicablu cu un vas de capacitate nominală (vezi Revista Minelor nr. 4, 1965), reiese că la ultimele căpătăm valori de investiții mai mici și diferențele între valorile motoarelor electrice, din punct de vedere practic, au o importanță minoră.

4. În medie, valoarea motoarelor mașinilor de extracție cu colivii este cu 1,10—1,25 mai mare decît în cazul utilizării schipurilor pentru aceleași capacități Q.

5. Utilizarea instalațiilor de extracție multicablu cu două vase este neindicată pentru instalațiile de extracție cu schipuri și colivii din R.P.R.

III. Valoarea instalației de transformare a curentului alternativ în curent continuu

Valoarea instalației de transformare a curentului alternativ în curent continuu se definește prin relația :

$$K_{pu} = k_{pu} \cdot \frac{P_n 10^{-3}}{\eta_m} = k_{pu} \frac{F_e V \cdot 10^{-3}}{\eta \eta_m} =$$

$$= k_{pu} \cdot \frac{f_e \varepsilon_\theta \alpha \cdot 10^{-3}}{102 \eta \eta_m} \cdot \frac{QH}{T} =$$

$$= k_{pu} \frac{f_e \varepsilon_\theta \alpha \cdot 10^{-3}}{3{,}68 \cdot 10^2 \eta_p} \cdot \varepsilon RH = \rho_p \cdot \varepsilon RH, \text{ mii ruble,}$$

unde :

K_{pu} este valoarea completă a agregatului, mii ruble;

$$\rho_p = \frac{k_{pu} f_e \varepsilon_\theta \alpha}{3{,}68 \eta_p} \cdot 10^{-5};$$

$$\eta = \eta_{ci} \eta_r; \quad \eta_p = \eta_{ci} \eta_r \eta_m; \qquad (5)$$

$k_{pu} = 3{,}0 \left[\frac{\text{rublă}}{\text{kW putere a motorului}}\right]$ — valoarea specifică a instalației de transformare a curentului în cazul redresorului cu mercur;

$k_{pu} = 20{,}0 \left[\frac{\text{rublă}}{\text{kW putere a motorului}}\right]$ — valoarea specifică a instalației de transformare a curentului în cazul sistemului generator-motor;

$\varepsilon_\theta = \sqrt{\frac{T}{T_{ef}}} = 1$ — coeficientul de timp de exploatare în cazul instalațiilor de extracție pentru transportul utilului și sterilului; (6)

$T_{ef} = \frac{2+\alpha}{3\alpha} + \frac{\theta}{3}$ — timpul efectiv al unei curse, s (6a)

$\varepsilon = 1 + \frac{\theta}{T}$ — coeficientul de influență al pauzei; (7)

$F_e = f_M Q$ — forța efectivă a motorului electric; (8)

$f_M = f_e \varepsilon_\theta$ — coeficientul de putere; (9)

$f_e = \sqrt{k_0^2 + \xi_d \frac{\alpha^3}{\alpha - 1} C^2 + \frac{\alpha^3 d}{\alpha_d - 1} C_d^2}$ — coeficientul dinamic al forței efective; (10)

$\alpha = \frac{V}{\frac{H}{T}} = \frac{VT}{H}$ — coeficientul vitezei;

V — viteza, m/s;

R — capacitatea orară a instalației de extracție, t/h;

k_0 — coeficientul de rezistență al instalației de extracție.

Valoarea coeficienților de calcul η_p și ρ_p pentru diferite sisteme de mașini de extracție minieră în cazul utilizării valorii optimale pentru α și C este prezentată în tabela 3.

Tabela 3

Sistemul de acționare electrică	Instalații de extracție minieră			
	cu schipuri		cu colivii	
	monocablu $C=0{,}14$; $\alpha=1{,}175$	multicablu cu încărcare „în cablu" $C=0{,}18$; $\alpha=1{,}2$	monocablu $C=0{,}2$ $\alpha=1{,}25$	multicablu cu încărcare „în cablu" $C=0{,}18$; $\alpha=1{,}20$
		η_p		
R—M	0,88	0,875	0,87	0,875
G—M	0,90	0,91	0,915	0,91
		ρ_p		
R—M	$1{,}40 \cdot 10^{-5}$	$1{,}56 \cdot 10^{-5}$	$1{,}65 \cdot 10^{-5}$	$1{,}66 \cdot 10^{-5}$
G—M	$9{,}1 \cdot 10^{-5}$	$10{,}00 \cdot 10^{-5}$	$10{,}4 \cdot 10^{-5}$	$10{,}7 \cdot 10^{-5}$

Din tabela 3 reies următoarele concluzii mai importante privind instalațiile de transformare a curentului alternativ în curent continuu, instalații de extracție minieră care au aceeași capacitate orară R și înălțime de extracție H :

1 — valoarea instalației de transformare a curentului alternativ în curent continuu al sistemului de acționare redresor-motor ($R-M$) este mai mică în medie cu 6,5 decît în cazul utilizării sistemului de acționare generator-motor ($G-M$);

2 — valoarea instalației de transformare a curentului alternativ în curent continuu în cazul instalațiilor de extracție multicablu, teoretic, este mai mare de 1—1,2 ori decît în cazul instalațiilor de extracție monocablu. Asemenea diferențe există între instalațiile de extracție cu schip și cele cu colivii. Practic însă nu există nici o diferență deoarece coeficientul de creștere a scărilor puterilor redresorilor, conform standardelor, este minimum 1,5—2, iar la convertizoare 1,2 — 1,4;

3 — cele mai mici cheltuieli de investiții în cazul utilizării motoarelor de curent continuu rezultă în cazul sistemului de acționare redresor-motor sau în cazul sistemului semiconductor-motor.

Practic, concluziile de mai sus nu se schimbă în cazul utilizării de valori pentru α și C, care

variază de la valori optimale şi sînt des utilizate în practica de proiectare.

IV. Valoarea transformatorului instalaţiei de extracţie minieră

Valoarea completă a transformatorului se poate găsi în conformitate cu următoarea formulă generală :

$$K_{Tp} = k_{Tp} \cdot \frac{k_{ub}}{\eta_p} \cdot \frac{P\,10^{-3}}{\eta_{iT}} = k_{Tp} \cdot k_{ub} \cdot \frac{f_e\,\alpha\,\varepsilon_\theta}{102\,\eta_p\,\eta_{iT}} \cdot$$

$$\cdot \frac{QH\,10^{-3}}{T} = k_{Tp} \cdot \frac{k_{ub}\,f_e\,\varepsilon_\theta\,\alpha \cdot 10^{-3}\,\varepsilon\,RH}{102\,\eta_p\,\eta_{iT}\,3{,}6} =$$

$$= k_{Tp} \frac{k_{ub}\,f_e\,\varepsilon_\theta\,\alpha \cdot 10^{-3}}{3{,}68 \cdot 10^2\,\eta_{Tp}} \cdot \varepsilon\,RH = \rho_{Tp}\,\varepsilon\,RH \text{ mii ruble ;} \quad (11)$$

unde :

K_{Tp} este valoarea completă a transformatorului, mii ruble;

$k_{Tp} = 2{,}0$ ruble/kW putere instalată — valoarea specifică a puterii instalate a transformatorului; (11a)

$$\rho_{Tp} = \frac{k_{Tp} \cdot k_{ub}\,f_e\,\varepsilon_\theta\,\alpha}{3{,}68\,\eta_{Tp}}\,10^{-5} \quad (11b)$$

$k_{ub} = 1{,}26$ — coeficientul de putere în cazul sistemului de unire a înfăşurărilor transformatorului şi redresorului „două stele inverse" (12)

$k_{ub} = 1{,}05$ — coeficientul de putere în cazul unirii înfăşurării transformatorului şi redresorului după schema Lazionov; (13)

$$\eta_{Tp} = \eta_p\,\eta_{iT} = \eta_{ci} \cdot \eta_r \cdot \eta_m \cdot \eta_{iT} \quad (14)$$

η_{iT} — randamentul instalaţiei de transformare a curentului alternativ în curent continuu.

În cazul utilizării motorului asincron, în locul randamentului η_{iT} intervine randamentul cibernetic η_{cib} (vezi tabela 1).

Valorile lui η_{Tp} şi ρ_p pentru diferite sisteme de instalaţii de extracţie se prezintă în tabela 4 pentru aceleaşi valori ale lui α şi C din tabela 3.

În conformitate cu cele prezentate mai sus rezultă următoarele concluzii mai importante privind valoarea transformatorului pentru diferitele maşini de extracţie minieră care au aceeaşi capacitate R şi înălţime H.

1. Valoarea transformatorului în cazul sistemului de acţionare generator-motor ($G-M$) este mai mică în medie cu 1,15—1,20 ori decît în cazul sistemului de acţionare redresor-motor şi al utilizării motorului asincron.

2. Valoarea transformatorului instalaţiilor de extracţie cu colivii este mai mare ca a celor cu schipuri de 1,05 —1,25 ori. Valoarea transformatorului maşinii de extracţie multicablu (cu colivii sau schipuri) este mai mare de 1,05—1,20 ori decît a instalaţiilor monocablu. Practic însă nu există nici o diferenţă, deoarece coeficientul de creştere al puterii transformatorului în standardele în vigoare este de 1,3—1,8.

3. Valoarea transformatorului în cazul sistemului de acţionare redresor-motor (sau semiconductor-motor), cînd transformatorul şi redresorul se unesc după schema „două stele inverse", este mai mare de 1,20 ori decît în cazul utilizării schemei „în punte" (Lazionov). Cu toate acestea, schema de legătură „două stele inverse" are o utilizare mai mare a elementelor redresoare (curentul anodic în acest caz este de 1/6 ori mai mic decît cel redresat) şi permite să se lucreze cu intensităţi de curent de 2 ori mai mici la tensiuni de 2 ori mai mici decît în cazul schemei Lazionov. De aceea această schemă se foloseşte mai mult în cazul utilizării redresorilor cu mercur cu grilă de puteri mari (peste 300—400 kW), care sînt mai puţin sensibili la tensiunea inversă decît

Tabela 4

Sistemul de acţionare electrică	Instalaţii de extracţie minieră			
	cu schipuri		cu colivii	
	monocablu $C = 0{,}14$; $\alpha = 1{,}175$	multicablu $C = 0{,}18$; $\alpha = 1{,}2$	monocablu $C = 0{,}2$; $\alpha = 1{,}25$	multicablu $C = 0{,}18$; $\alpha = 1{,}20$
	η_{Tp}			
R — M	0,835	0,83	0,825	0,83
G — M	0,805	0,815	0,82	0,83
MA	0,725	0,71	0,68	0,71
	ρ_{Tp}			
	$k_{ub} = 1{,}05$ $k_{ub} = 1{,}26$	$k_{ub} = 1{,}05$ $k_{ub} = 1{,}26$	$k_{ub} = 1{,}05$ $k_{ub} = 1{,}26$	$k_{ub} = 1{,}05$ $k_{ub} = 1{,}26$
R — M	$1{,}03 \cdot 10^{-5}$ $1{,}23 \cdot 10^{-5}$	$1{,}15 \cdot 10^{-5}$ $1{,}41 \cdot 10^{-5}$	$1{,}21 \cdot 10^{-5}$ $1{,}45 \cdot 10^{-5}$	$1{,}22 \cdot 10^{-5}$ $1{,}47 \cdot 10^{-5}$
G — M	$1{,}02 \cdot 10^{-5}$	$1{,}13 \cdot 10^{-5}$	$1{,}16 \cdot 10^{-5}$	$1{,}18 \cdot 10^{-5}$
MA	$1{,}12 \cdot 10^{-5}$	$1{,}30 \cdot 10^{-5}$	$1{,}4 \cdot 10^{-5}$	$1{,}37 \cdot 10^{-5}$

semiconductorii din siliciu. Schema în „în punte" este indicată în cazul utilizării semiconductorilor din siliciu.

4. Practic diferenţele dintre valorile transformatorului pentru diferite sisteme de acţionare şi instalaţii de extracţie în majoritatea cazurilor nu duc la diferenţe de valori, deoarece coeficientul de creştere a puterii transformatoarelor de forţă din standardele în vigoare este de 1,3—1,8.

V. Valoarea completă a părţii electrice a instalaţiilor de extracţie minieră

Valoarea părţii electrice a instalaţiilor de extracţie minieră se poate afla după relaţia:

$$K_{eL} = \varepsilon RH\, 10^{-3} [\rho_p - \rho_{Tp}] k_{ub}] + \\ + 0{,}2 \cdot 10^{-2} \sqrt{\frac{U_v \beta_D A_K \sqrt{\beta_D f_M}}{\sqrt{\eta_p (L-H)}}} \sqrt{\varepsilon^3 R^3 T^3}, \text{ mii ruble.} \quad (15)$$

În aprecierea formulelor prezentate pentru determinarea valorii părţii electrice a maşinilor de extracţie pot lua naştere discuţii referitoare la neincluderea aparatajului de măsură, control, şi în parte a aparatelor de automatizare, care nu au pondere mare în costul total al unei instalaţii de extracţie minieră. Modul de confecţionare şi utilizare a lor diferă de la o firmă executoare la alta, de principiul de automatizare aplicat şi de aceea nu pot face obiectul de studiu în cazul lucrării ce se prezintă.

Asemenea prezentare nu diminuează cu nimic esenţa metodei de calcul dată pentru elementele de bază a instalaţiilor de extracţie, care ne permite că comparăm diferite tipuri de instalaţii de extracţie minieră din punctul de vedere al investiţiilor ce le necesită.

În ultimul timp, în unele ţări (U.R.S.S., Anglia, R.F.G. şi altele) au fost puse în exploatare instalaţii de extracţie fără reductoare pentru puteri instalate ale motoarelor de 1 000—4 000 kW şi cu turaţii de 50—60 rotaţii pe minut. O fundamentare din punct de vedere tehnico-economic şi al exploatării s-a dovedit reală în special pentru motoare electrice de puteri mari, menţionate mai sus, şi această limitare se datoreşte în special lipsei de experienţă în executarea şi exploatarea lor. Există toate premisele să se prevadă că într-un viitor apropiat asemenea instalaţii se vor utiliza şi pentru puteri pînă la 50—100 kW.

Concluzii

În urma analizei valorilor elementelor de bază a maşinilor de extracţie minieră reies următoarele concluzii de principiu:

1. Avantajele pe care le prezintă instalaţiile de extracţie multicablu cu un vas şi contragreutate, dovedite de practica exploatării lor, teoretic au şi o bază economică, deoarece investiţiile pe care le necesită sînt net mai mici ca la instalaţiile de extracţie monocablu şi practic nu diferă sau sînt mai mici decît la instalaţiile de extracţie multicablu cu două vase sau cu un vas de capacitate dublă.

Investiţiile care sînt necesare pentru adîncirea puţului pentru cablul de echilibru situează pe acelaşi plan instalaţiile de extracţie multicablu, fie că sînt cu un vas sau cu două vase.

În raport cu instalaţiile de extracţie monocablu neechilibrate pentru înălţimi de extracţie pînă la 300—400 m, instalaţiille de extracţie multicablu necesită investiţii suplimentare pentru adîncirea puţului cu 3—8 m în plus, ceea ce, în conformitate cu noile cataloage de preţuri din U.R.S.S. pentru săpări de puţuri, nu poate da cheltuieli suplimentare decît maximum 10—20% faţă de costul total al instalaţiei de extracţie, iar în majoritatea cazurilor mai puţin.

Avantajele mari din punct de vedere tehnic, al exploatării, securităţii şi asigurării de rezerve pentru mărirea productivităţii minei pe care le prezintă instalaţiile multicablu cu un vas de capacitate nominală şi contragreutate permit să se tragă concluzia că instalaţiile suplimentare neînsemnate, nu în toate cazurile necesare, sînt recuperabile şi îndreptăţite. Aceste instalaţii sînt indicate şi pentru puţurile oarbe, frecvent întîlnite în minele din ţara noastră.

3. Utilizarea instalaţiilor de extracţie multicablu cu două vase, mai ales pentru condiţiile ţării noastre, din punct de vedere teoretic, al rezultatelor practice şi din punct de vedere economic, nu prezintă avantaje faţă de instalaţiile multicablu cu un vas de capacitate nominală. O clarificare în concluziile de mai sus ar putea aduce compararea din punct de vedere teoretic, tehnic şi al exploatării a instalaţiilor de extracţie miniere multicablu şi monocablu, care depăşeşte obiectul articolului de faţă, însă care în mare parte a fost efectuată în lucrările menţionate în bibliografia primei părţi a articolului.

4. Sistemul optim de acţionare automatizată a instalaţiilor de extracţie are loc în cazul utilizării redresorilor cu mercur cu grilă sau a semiconductorilor din siliciu care alimentează motorul de curent continuu.

BIBLIOGRAFIE

[1] Kaganov, I. L. *Mutătorii electronici şi ionici.* Vol. I, III. Gosenergoizdat, Moscova, 1965.

[2] Butaev, F. I. şi Etinger, E. L. *Acţionarea electrică cu redresori.* Gosenergoizdat, Moscova, 1951.

[3] * * * *Automatizarea instalaţiilor de extracţie minieră* ŢITI-Uglia, Moscova, 1960.

[4] Andreev, V. V. şi Savinin, I. A. *Bazele acţionării electrice.* Gosenergoizdat Moscova, 1963.

[5] Hölters, F. *Utilizarea redresorilor pentru instalaţii de extracţie minieră.* Schlägel und Eisen, nr. 9, Berlin, 1956.

[6] * * * *Alimentations par excitrons de moteurs reversibles.* Revue Jeaumont, fasc. 43, 1959.

[7] Ţepeluş, P. *Metodă generală de calcul al valorii instalaţiilor de extracţie minieră* (I). Revista Minelor, nr. 4, 1965.

Asupra posibilității de exploatare a bentonitelor din bazinul Oașului

AL. SAGATOVICI

Datorită proprietăților lor adsorbante, bentonitele sînt tot mai larg utilizate în industrie ca decolorant și degresant, ca material de rafinare a uleiurilor, a produselor petroliere etc. În legătură cu dezvoltarea industriei chimice se cer cantități tot mai mari de bentonite de calitate bună. În regiunea țării Oașului, bentonitele sînt cunoscute și exploatate la Orașul Nou încă din anul 1955 [17]. În această regiune, fără a se întîlni zăcăminte mari, se găsesc iviri mai mici, puse în evidență prin lucrările ulterioare [2], [14], [15]. Este posibil ca o cercetare amănunțită să dea la iveală și alte corpuri interesante de bentonite de calitate superioară.

În cele ce urmează amintim caracterele unor iviri cunoscute, dintre care unele sînt în exploatare. De asemenea, vom descrie corpurile noi de bentonite din satul Racșa puse în evidență în cercetările de teren executate de autor.

Ivirile de bentonite

Bentonitele de la Orașul Nou. La circa 2,30 km NV de comuna Orașul Nou, lîngă șoseaua Orașul Nou-Satu Mare, în dealul Mujdeni, se găsește o carieră în care se exploatează bentonite. Exploatarea a fost începută în anul 1955; bentonitele sînt pure și au o culoare albă.

La sudul comunei Orașul Nou, pe ramura stîngă a pîrîului Țiganilor (între dealul Pusta și dealul Coibohat), a fost deschisă, de către Intreprinderea Oașana, o a doua carieră, pe o lungime de 20 m și înălțime de 5 m. Bentonitele prezintă o culoare albă-gălbuie cu treceri laterale la roz și roșu, datorită unor slabi pigmenți de hematită neredusă. Aceste bentonite sînt compacte, iar muiate în apă devin gelatinoase și sînt mai puțin pure ca cele din dealul Mujdeni. Se constată treceri gradate de la bentonite la dacite și la perlite.

Pe aceeași vale, în haldele puțurilor de explorare, se găsesc bentonite și perlite.

Pe ramura principală a văii Țiganilor, aflorează bentonite cu aceleași caractere, într-o zonă cu grosimea de circa 2 m și înclinarea 50°V.

Bentonitele din satul Racșa. Pe pîrîul Muntelui (sau pîrîul Băilor) la circa 1,5 km amonte de confluența sa cu valea Dada, se poate observa, pe partea stîngă a văii, andezit bentonitizat (rocă ce reprezintă trecerea gradată a andezitului de Seini la bentonite), iar pe malul drept — bentonit de culoare albă-gălbuie. Pe partea dreaptă a văii bentonitele aflorează discontinuu în două deschideri de aproximativ 10 m lungime și 1 m înălțime.

Zone cu bentonitizări mai apar pe vale, ca iviri izolate, fără importanță, prezentînd frecvent impregnații de pirite. Menționăm în acest sens punctul care se află la circa 300 m amonte de zona de bentonite descrisă.

Valea Pleșca. In dreptul dealului Runcul, pe malul drept al văii Pleșca, aflorează pe 4 m lungime și 4 m înălțime bentonite de culoare albă-gălbuie cu structură fină. Se recunosc ușor după aspectul lor unsuros, iar prin înmuiere în apă devin gelatinoase.

Aceste iviri pot fi legate de bentonitele din dealul Chirechici, unde apar în strate subțiri de cîțiva zeci de centimetri, intercalate în tufuri și tufite sarmațiene.

Iviri izolate de bentonite pe lungimi de 1 m, s-au observat la 75 m amonte de punctul precedent și la confluența celor două ramuri ale văii Pleșca din cursul său superior.

Pe valea Racșa în dreptul dealului Carpinilor, în albia majoră a văii, pe o lungime de aproximativ 300 m, apare o zonă de alterație a rocilor eruptive. În această zonă bentonitele pure aflorează pe 10 m lungime și 0,80 m înălțime. Ele prezintă o culoare albă, sînt compacte, unsuroase la pipăit, gelatinoase prin înmuiere cu apă. În această zonă se mai găsesc frecvent andezite alterate cu trecere gradată la bentonite albe sau bentonite de culoare roșie cu conținut de hidroxizi de Fe. De asemenea, aflorează argile roșii, andezite albe alterate și silicifiate.

Iviri sporadice de bentonite apar în cursul superior al văilor: Racșa, Satului etc. și în satul Prilog pe valea Bichișului.

Dintre zonele menționate prezintă interes aflorimentele din valea Băilor, valea Pleșca și valea Racșa.

Metodele utilizate în studiul bentonitelor

Din utilizarea diferitelor metode în studiul bentonitelor, cum sînt, analiza termică diferențială, examenul roentgenografic, reacțiile de culoare, determinarea indicelui de refracție și mai puțin studiul microscopic, s-a ajuns la concluzia că principalul component al bentonitelor de la Orașul Nou și Racșa este montmorillonitul și, subordonat, beidellitul.

Din examinarea curbelor termodiferențiale se constată un efect endotermic cuprins între 150 și 185°, un al doilea efect endotermic, la 690-740°, și al treilea, la 890-910° — valori caracteristice montmorillonitului. Prezența subordonată a beidellitului este concretizată pe curbele termodiferențiale prin apariția unui slab efect endotermic la circa 575-585°.

Examenul roentgenografic. Luînd în considerare intensitatea reflexelor și liniilor obținute din cadrul diagramelor și urmărind tabelele de comparație ale valorilor *d* pentru bentonitele de la Orașul Nou-Racșa și alte regiuni, ajungem la concluzia că principalul constituent al bentonitelor este montmorillonitul.

Reacțiile de culoare se bazează pe capacitatea de adsorbție a colorantului de către rocă. Acest lucru este evident, mai ales prin reacția cu benzidină clorhidrică care, fiind incoloră, imprimă argilelor bentonitice culoarea albastră. Prin reacția cu chrisoidină s-a obținut o culoare roșie-cărămizie, care corespunde montmorillonitului. Bentonitele din valea Pleșca și valea Muntelui (Băilor) s-au colorat în portocaliu. Această reacție este imprimată de un conținut mai ridicat în minerale hidromicacee. Prin tratare cu albastru de metilen s-a obținut culoarea albastră caracteristică montmorillonitului.

Valoarea indicelui de refracție, determinată cu refractometrul Abbé, este cuprinsă între 1,51 și 1,53.

Calitățile industriale ale bentonitelor

În vederea stabilirii calităților și întrebuințării industriale ale bentonitelor, s-au determinat proprietățile decolorante și tixotropice ale bentonitelor de la Orașul Nou de către ICEPROM [17] și de către ISEM.

Analiza proprietăților decolorante ale bentonitelor de la Orașul Nou este următoarea:

Localitatea Orașul Nou	Cu sondafin etalon	La colorimetrul Union	La colorimetrul Dubosque
Dealul Mujdeni	7	negru	42%
Punctul Knocz	7	negru	40%

Determinarea tixotropiei

Volumul a 3 g bentonit. cm^3	Cantitatea de H_2O inițială într-un cm^3	Prezența tixotropiei pentru 1 cm^3 H_2O
4	5	8
3	5	—
3,50	5	5
3	5	7

Proprietățile decolorante ale bentonitelor din Pîrîul Băilor

Felul bentonitei	Culoarea determinată la colorimetrul Lovibond	Puterea decolorantă la colorimetrul Dubosque
	Cuveta 1/4	
Etalon din bentonită	portocaliu galben	%
Sondafin	— 3,20	135
Tufări	— 3,20	110

Condițiile de zăcămînt și ordinul de mărime a rezervelor de bentonite

Datorită faptului că bentonitele au provenit din alterarea locală a rocilor eruptive, aprecieri asupra extinderii zăcămintelor de bentonite sînt greu de făcut, fără prealabile lucrări de desvelire.

În bazinul văii Țiganilor (teritoriul Orașului Nou) bentonitele au fost cercetate sistematic prin lucrări de explorare efectuate de diferite întreprinderi.

Rezervele de bentonite de la Orașul Nou au fost calculate pentru prima dată de S. Seiceanu și s-a arătat că prezintă doar importanță locală. Situație similară se constată și cu privire la bentonitele din valea Țiganilor, valea Muntelui (Băilor) și valea Racșa.

Bentonitele, datorită extinderii lor restrînse, prezintă importanță locală. Se recomandă exploatarea lor prin cariere.

Geneza bentonitelor

Din observațiile pe care le-am efectuat în regiune, rezultă că bentonitele descrise mai sus s-au putut forma pe două căi:

— prin acțiunea soluțiilor alcaline hidrotermale asupra rocilor eruptive (andezite, perlite);

— prin alterarea subacvatică a tufurilor vulcanice.

Primul caz îl întîlnim la bentonitele de la Orașul Nou. Observînd răspîndirea zonelor de bentonite în cadrul perlitelor și dacitelor, putem presupune că soluțiile cu reacție alcalină au circulat pe liniile de fracturi ale acestora transformîndu-le în bentonite.

Formarea bentonitelor a putut să fie favorizată de conținutul relativ ridicat în elemente alcaline al sticlelor vulcanice și de existența marnelor din vecinătatea rocilor vulcanice.

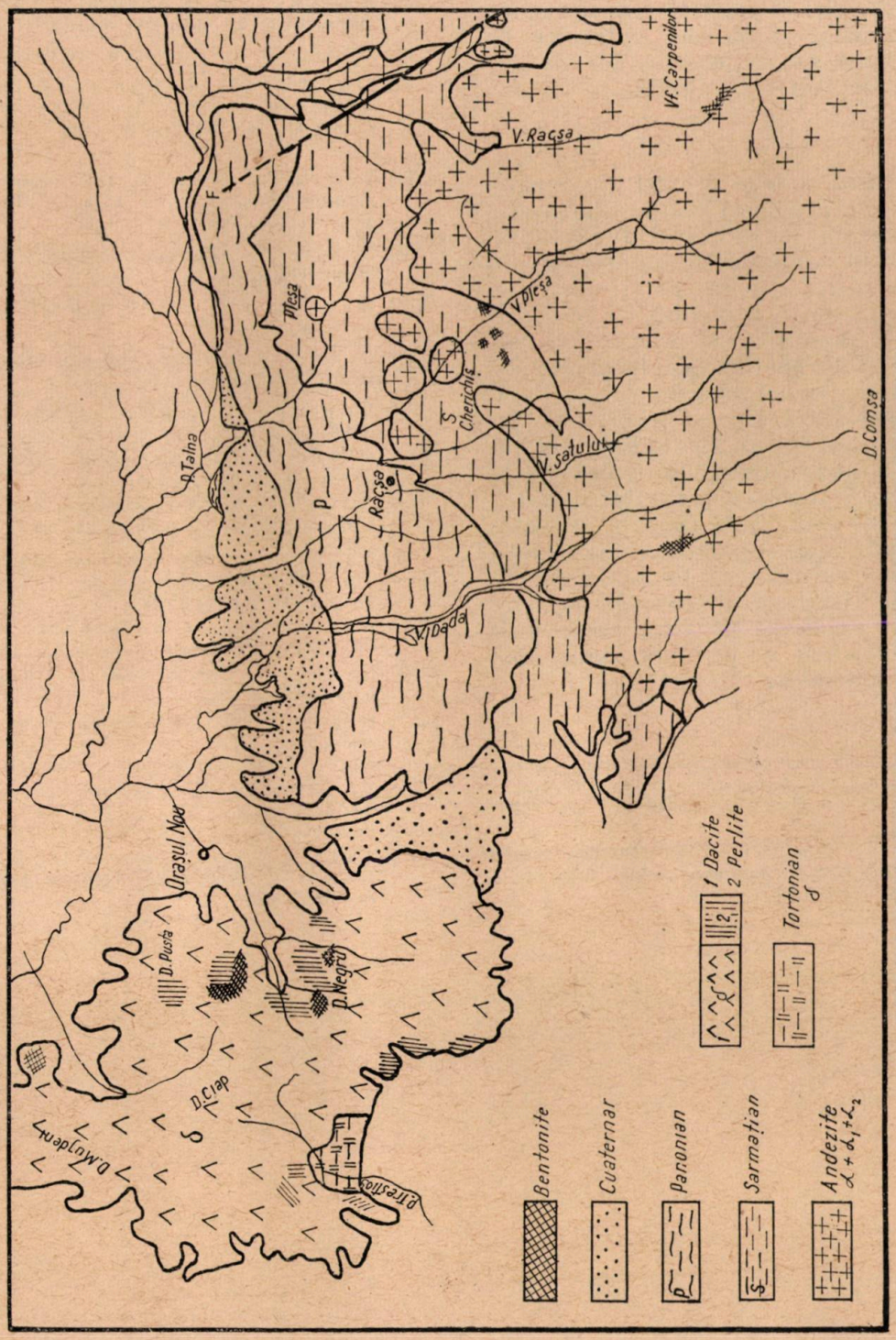


Fig. 1. Zonele de bentonite de pe teritoriul comunei Orașul Nou-Racșa.

Bentonitele de la Racşa (pîrîul Băilor, pîrîul Racşa etc.) s-au format în acelaşi fel, însă roca iniţială o constituie andezitul de Seini.

Cea de-a doua cale de formare o deosebim la bentonitele din valea Pleşca din şeaua dealului Chirechici; aici se constată transformarea parţială a tufurilor şi tufitelor vulcanice de vîrstă sarmaţiană sub acţiunea apelor de circulaţie subterane, termale şi alcaline.

Concluzii

Din prezentarea datelor de mai sus rezultă că bentonitele de la Oraşul Nou şi Racşa sînt pure, constituentul lor principal fiind montmorillonitul. Prin calităţile lor industriale pot fi utilizate ca filtrant, degresant şi mai puţin ca decolorant. Datorită răspîndirii lor restrînse, determinate de condiţiile de geneză (alterare locală), bentonitele pot fi exploatate prin carieră, exploatarea avînd caracter local. Recomandăm lucrări de explorare însoţite de lucrări de exploatare pentru bentonitele din valea Muntelui (valea Băilor), din valea Racşa şi valea Pleşca. Datorită importanţei industriale a bentonitelor din ţara Oaşului — bentonite de calitate bună — propunem ca paralel cu prospectarea substanţelor minerale metalifere să se dea atenţie şi substanţelor nemetalifere şi să se exploreze simultan rocile utile cum sînt bentonitele şi perlitele, dată fiind valoarea lor economică.

BIBLIOGRAFIE

[1] Anton, S. *Zăcămintele bentonitice de la Rugi — Banat şi argilele bentonitice paleogene dintre Brebu şi Prăjani — Regiunea Ploieşti.* Revista Universităţii din Cluj, 1943—1944.

[2] Arion, F. şi Seiceanu, S. *Raport geologic asupra regiunii Oraşul Nou — Cămîrzana.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1956.

[3] Arion, F. *Raport geologic asupra regiunii Oraşul Nou — Prilog.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1957.

[4] Chiriac, M. *Zăcămintele de bentonite de la valea Chioarului — Regiunea Baia Mare.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1953.

[5] Ciuhrov, F. V. *Kolloidi v zemnoi kore.* Izdat. Akad. nauk S.S.S.R., Moskva, 1955.

[6] Grim, R. E. *Mineralogia argilelor.* Moscova 1959.

[7] Halifa-Zade. *Unele probleme de geneza mineralelor argiloase ale rocilor argiloase-sedimentare.* Lvov, 1957. (Materiale ale consfătuirilor din Lvov din mai-iunie 1957).

[8] Ichim, T. şi Musat, V. *Raport geologic asupra regiunii Baia Mare.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1955.

[9] Laţiu, V. *Cristalografia fizică.* Editura tehnică Bucureşti, 1958.

[10] Miheev, V. I. *Rentgenometriceskii opredeliteli mineralov.* Moskva, 1957.

[11] Papiu, V. C. *Petrografia rocilor sedimentare.* Editura ştiinţifică 1960.

[12] Popescu, I. C. *Studiul geologic şi petrografic al eruptivului nou din regiunea Turţ — Oraşul Nou — Baia-Mare.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1957.

[13] Rădulescu, D. *Petrografia rocilor sedimentare.* Editura didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1962.

[14] Sagatovici, Al. *Raport geologic asupra bazinului Oaş — comuna Oraşul Nou — Racşa.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1956.

[15] Sagatovici, Al. *Raport geologic asupra bazinului Oaş.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1959.

[16] Sedleţki, I. D. *Metodele de determinare a mineralelor coloidale disperse.* Kiev, 1955.

[17] Seiceanu, S. *Raport asupra prospecţiunilor pentru bentonite în sectorul Oraşul Nou Regiunea Baia Mare.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1955.

[18] Zbierea, A. *Raport asupra prospecţiunilor de bentonite în regiunea Alba Iulia — Vinţu de Jos.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1956.

[19] Zbierea, A. ş.a. *Raport asupra prospecţiunii pentru bentonite şi ghipsuri din regiunea Cugir — Orăştie — Simeria.* 1957.

Note

O metodă dinamică de încercare a betonului din construcțiile miniere subterane

Ing. N. D. POPESCU

Betonul și betonul armat, fiind materiale de construcții cu calități deosebite, se folosesc pe scară tot mai largă în construcțiile miniere subterane, ca de exemplu la susținerea camerelor subterane și, în general, la toate lucrările miniere orizontale, verticale sau înclinate, care trebuie să reziste o perioadă lungă de timp.

Rezistența betonului nu este însă constantă, ci variază în timp, în funcție de durata procesului de întărire. Pe de altă parte, neomogenitatea materialului, golurile, precum și fisurile ce pot apărea în beton, datorită presiunii, conduc la reducerea rezistenței lui. Pentru detectarea acestor defecțiuni este necesar să se execute un control periodic al calității betonului, chiar și în lucrările existente de mai mult timp.

În acest scop s-a recurs la un procedeu de investigație bazat pe proprietatea sunetului de a se propaga prin solide și de a-și modifica calitatea la întîlnirea unui obstacol sau a unei discontinuități a mediului.

Într-adevăr, s-a constatat că la ciocănirea pieselor de beton cu un ciocan ușor de oțel, se obține un sunet surd, semisurd, curat sau sonor, în funcție de calitatea betonului.

Detectarea sunetului făcîndu-se însă cu ajutorul urechii, deci printr-un procedeu subiectiv, rezultatele încercărilor nu permiteau decît o apreciere orientativă a calității betonului.

O dată cu dezvoltarea electronicii, posibilitatea de utilizare a sunetului pentru încercarea nedistructivă a materialelor a crescut.

Tuburile electronice, putînd îndeplini funcția de oscilator și detector, au permis realizarea emițătoarelor capabile să producă unde sonore sau ultrasonore, cu frecvențe și puteri diferite, precum și a detectoarelor cu ajutorul cărora pot fi recepționate în mod fidel unde cu puteri foarte mici.

Ca urmare, metodele acustice de încercare nedistructivă a materialelor s-au dezvoltat într-un ritm rapid.

O atenție deosebită s-a acordat metodelor bazate pe dependența funcțională dintre viteza de propagare a undelor sonore prin materiale și caracteristicile sonore ale acestora, datorită ușurinței cu care se poate măsura viteza de propagare a undelor și a rezultatelor satisfăcătoare obținute.

În acest scop s-au construit aparate speciale, compuse dintr-un dispozitiv de emitere a undelor sonore în piesele care se încearcă, un dispozitiv de recepționare a acestor unde după ce au străbătut o anumită lungime de cale și o instalație de măsurare a intervalului de timp dintre momentul emiterii undelor și momentul recepționării lor. Cunoscîndu-se timpul și distanța pe care se propagă undele, rezultă viteza de propagare a acestora și de aici pot fi determinate caracteristicile sonore ale materialelor.

Dispozitivul de emitere a undelor sonore ca și instalația de măsurare a timpului, funcționează însă cu tensiuni electrice ridicate, astfel că aparatul trebuie să conțină transformatoare de tensiune voluminoase, care-i măresc greutatea și-l fac greu portabil.

Pentru încercarea elementelor de beton executate, se cere însă un aparat ușor portabil, ce nu se poate realiza decît prin eliminarea elementelor care necesită în funcționare tensiuni electrice ridicate și anume : dispozitivul de emitere a undelor și tubul catodic din instalația de măsurare a timpului.

Aparatul descris în această notă corespunde tocmai acestor cerințe.

1. Principiul de funcționare a aparatului

Schema bloc a aparatului este arătată în figura 1.

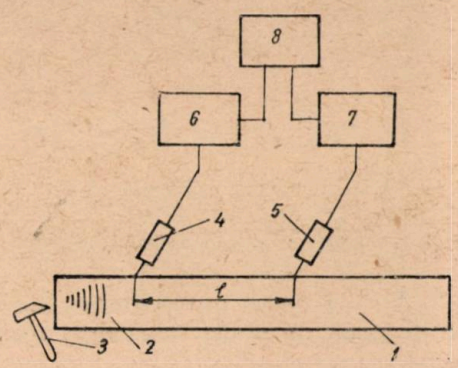


Fig. 1. Schema bloc :

1 – piesa de încercat ; *2* – frontul undelor sonore ; *3* – ciocan de mînă ; *4* și *5* – receptori de unde ; *6* și *7* – amplificatori de tensiune ; *8* – instalație de măsurare a timpului.

Pentru efectuarea încercărilor cu acest aparat, se procedează astfel:

Pe suprafaţa piesei de beton care se încearcă se aşează la o distanţă L — măsurată exact — două receptoare de unde (magnetostrictive sau

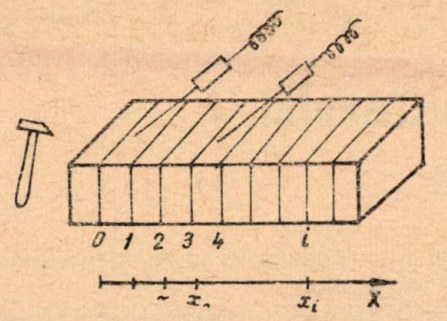


Fig. 2. Grinda de beton care se încearcă.

piezoelectrice) şi se loveşte capătul piesei cu un ciocan de mînă. Se produce astfel o perturbare, care se va propaga prin piesa de beton sub formă de unde.

Frontul de unde va fi recepţionat — la timpul t_1 — de primul receptor de unde şi după un anumit timp — la timpul t_2 — de cel de-al doilea receptor, obţinîndu-se astfel două semnale electrice, ce se aplică — după amplificare — unei instalaţii de măsurare a intervalului de timp dintre cele două semnale ($t = t_2 - t_1$).

Cunoscînd distanţa L şi timpul t, rezultă viteza de propagare a frontului de undă prin piesa de beton.

2. Exemple de încercări ce pot fi efectuate cu aparatul

Să presupunem că avem o grindă de beton a cărei lungime este împărţită într-un număr de părţi egale, aşa cum se arată în figura 2.

Dacă se menţine receptorul Q_1 în poziţia zero, iar receptorul Q_2 ocupă succesiv pozi-

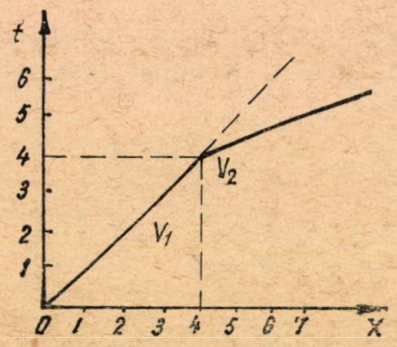


Fig. 3. Detectarea zonelor de neomogenitate.

ţiile 1, 2, 3, $\cdots$ i, se va putea determina timpul în care frontul de undă parcurge distanţele $0-1$; $0-3\cdots0-i$.

Considerînd ca origine a distanţelor punctul 0, atunci receptorul Q_2 se va găsi succesiv la distanţa X_1, X_2, $X_3\cdots X_i$ de receptorul Q_1.

De asemenea, dacă timpul t_0 — la care frontul de undă a fost recepţionat de către receptorul Q_1 — se ia drept origine a timpului, atunci receptorul Q_2 va recepţiona frontul de undă la timpii t_1, t_2, $t_3\cdots t_i$.

Dacă într-un sistem de coordonate rectangular XOY se reprezintă punctele de coordonate (X_i, t_i) atunci prin unirea lor se obţine curba timpului în funcţie de distanţele $X(t = f(X)$.

Întrucît raportul $\frac{X_i - X_{i-1}}{t_i - t_{i-1}}$ reprezintă tocmai viteza de propagare a undei sonore prin beton, pe distanţa dintre cele două puncte de abscise X_{i-1} şi X_i, rezultă că această curbă va fi o dreaptă continuă, în cazul că viteza de propagare a undei sonore rămîne constantă pe toată distanţa cuprinsă între punctele de abscise X_0 şi X_i.

Să presupunem că între secţiunile $0-4$ avem un beton de o anumită calitate (viteza de propagare a undei sonore prin acest beton fiind

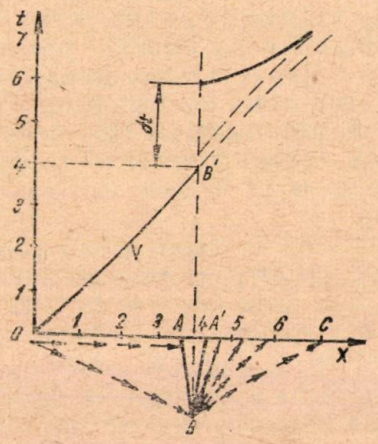


Fig. 4. Detectarea fisurilor.

V_1), iar între secţiunile $4-i$ betonul este de o altă calitate (viteza de propagare a undei sonore prin acesta fiind V_2) şi să considerăm că $V_1 > V_2$; în acest caz, în dreptul secţiunii 4 curba $t = f(X)$ va prezenta o schimbare de pantă, aşa cum se vede în figura 3.

În felul acesta se pot stabili porţiunile de neomogenitate ale grinzii de beton.

Să presupunem acum că betonul din grindă este de aceeaşi calitate, (deci unda se propagă cu o viteză unică V) dar în dreptul secţiunii 4 există o fisură (fig. 4).

Pentru toate secţiunile cuprinse între origine şi punctul A (ce se află în stînga secţiunii 4) timpul va fi proporţional cu distanţa X şi deci curba $t = f(X)$ va fi o dreaptă continuă pe această porţiune a grinzii.

Cînd receptorul Q_2 se va afla în punctul A', situat în dreapta secţiunii 4 (deci de cealaltă parte a fisurii), drumul cel mai scurt străbătut de unda sonoră va fi $OBA' > OA$. Va exista

deci o diferență între timpul t măsurat de o parte și de alta a fisurii. Această diferență de timp, pe care o notăm cu Δt, va fi dată de expresia :

$$\Delta t = \frac{\overline{OB} + \overline{BA'} - \overline{OA'}}{V}. \qquad (1)$$

Deschiderea fisurii fiind mică, se poate lua $\overline{BA} = \overline{BA'} = \delta$ (δ fiind adîncimea fisurii), iar relația (1) se poate scrie :

$$\Delta t = \frac{\overline{OB} + \delta - \overline{OA}}{V}, \qquad (2)$$

sau :

$$V\Delta t = \sqrt{\overline{OA}^2 + \delta^2} + \delta - \overline{OA} \qquad (3)$$

Întrucît viteza de propagare a undei sonore V și timpul Δt pot fi determinate, iar distanța OA se măsoară, rezultă că este posibil să se stabilească adîncimea δ a fisurii.

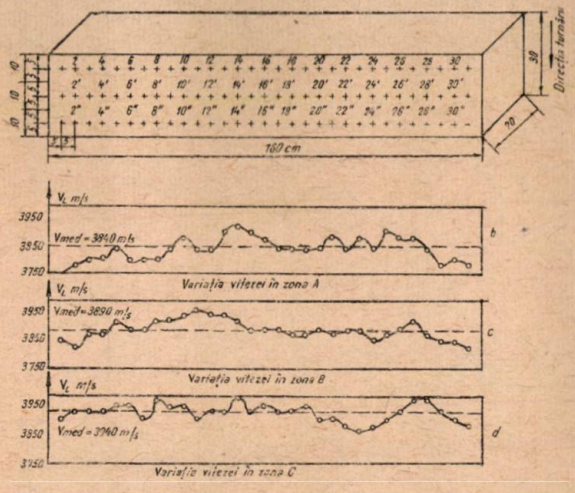


Fig. 5. Rezultatele încercării unei grinzi de beton.

Cu cît secțiunile în care se efectuează măsurarea timpului sînt mai depărtate de secțiunea în care se află fisura, cu atît diferența de timp Δt se micșorează, iar curba $t = f(X)$ — pentru porțiunea de grindă situată în dreapta fisurii — tinde asimptotic către o dreaptă ce este paralelă cu dreapta OB'.

Pentru punerea în evidență a posibilității aparatului de a detecta zonele de neomogenitate din piesele de beton, dăm mai jos rezultatele obținute prin încercarea unei grinzi de beton, cu dimensiunile de 160 × 20 × 30 cm, la care s-a măsurat viteza de propagare a undelor sonore în 93 de puncte, grupate în trei zone (fig. 5 a).

Cele trei zone, (A, B, C) cercetate, caracterizează betonul de la suprafață, respectiv mijlocul și baza grinzii (direcția de turnare a betonului în grindă fiind de sus în jos).

Măsurătorile s-au efectuat la 28 zile de la turnare, iar variația vitezelor s-a dat în graficele b, c și d ale figurii 5.

Se constată că betonul prezintă neomogenități, atît în lungul grinzii, cît și în aceeași

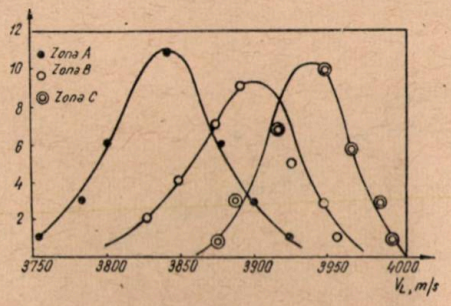


Fig. 6. Distribuția vitezelor măsurate.

secțiune, viteza medie crescînd de la suprafață în direcția de turnare.

Media vitezelor măsurate în toate punctele grinzii fiind egală cu media vitezelor măsurată în zona de mijloc, rezultă că viteza medie măsurată în zona centrală caracterizează destul de bine betonul din punctul de vedere al calității sale.

Vitezele medii pentru cele trei zone sînt :

zona A : $V_{L\ mediu}$ = 3 840 m/s, abaterea medie patratică fiind ± 28 m/s ;

zona B : $V_{L\ mediu}$ = 3 890 m/s, abaterea medie patratică fiind ± 22 m/s ;

zona C : $V_{L\ mediu}$ = 3 940 m/s, abaterea medie patratică fiind ± 20 m/s.

Distribuția vitezelor măsurate în cele trei zone este dată în figura 6.

Odată cunoscută viteza de propagare a undelor sonore, se determină cu ușurință modulul

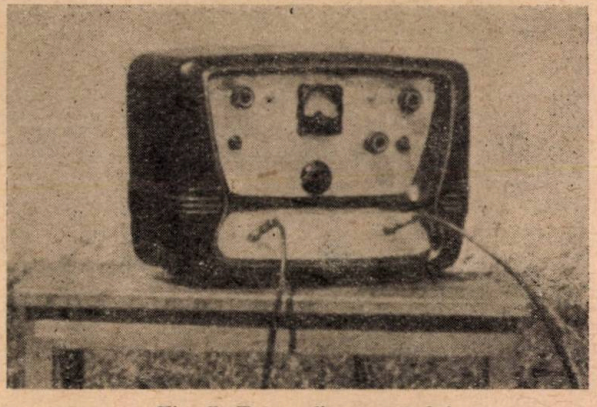


Fig. 7. Fotografia aparatului.

de elasticitate și rezistența betonului, pe baza formulelor de legătură cunoscute.

În figura 7 se dă fotografia aparatului care se compune din doi amplificatori de tensiune

(pentru amplificarea semnalelor recepționate) și instalația electronică pentru măsurarea intervalului de timp dintre cele două semnale recepționate.

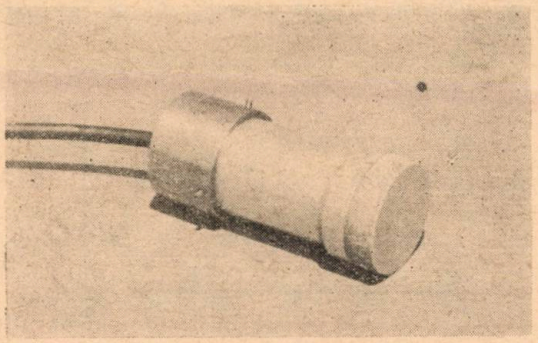


Fig. 8. Receptor de unde.

Aparatul este montat într-o cutie de radio, cu dimensiunile 40 × 25 × 15 cm, întreaga instalație cîntărind 7 kg.

În figura 8 se dă fotografia receptorului de unde, realizat dintr-o placă piezoelectrică — decupată prin tăietura L dintr-un monocristal de sare Seignette care este montată într-o carcasă de aluminiu, umplută cu ulei de ricin. Semnalul acustic, care ajunge la placa piezoelectrică, este transformat de aceasta în semnal electric, care este condus printr-un cablu coaxial la amplificatorul de tensiune și apoi la instalația de măsurare a timpului din aparatul propriu-zis.

Concluzii

1. Metoda prezentată permite efectuarea unei game largi de încercări a betonului din construcțiile miniere, ca de exemplu: detectarea zonelor de neomogenitate, poziția și adîncimea fisurilor, mărimea modulului de elasticitate, rezistența la compresiune etc.

2. Aparatul folosit este ușor portabil, iar funcționarea sa, deosebit de simplă, asigură obținerea de rezultate cu o precizie satisfăcătoare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Popescu, N.D. *Încercarea nedistructivă a betonului.* Teza de disertație. Inst. politehnic, Timișoara, 1963.

[2] L'Hermite, R. *Rèsistance des materiaux.* Dunod Paris, 1951.

CRONICĂ

Aspecte de tehnica securității din R. P. Polonă*

Ing. *O. DULA*

I. Școlarizarea și instruirea cadrelor

Muncitorii care se angajează la exploatările miniere carbonifere pentru activitatea din subteran sînt absolvenți ai școlilor miniere. Pe lîngă fiecare mină, sau grup de cel mult trei mine, funcționează cîte o școală minieră care pregătește cadre de muncitori: mineri, mecanici și electricieni.

Elevii care se înscriu la școlile miniere sînt, obligatoriu, absolvenți a șapte clase elementare.

Perioada de școlarizare pentru fiecare profesiune este de trei ani.

În intervalul celor trei ani, elevii minieri, mecanici și electricieni, sînt pregătiți, atît din punct de vedere teoretic, cît și practic.

Lucrările practice sînt executate în mină, în condiții obișnuite de activitate. La astfel de lucrări practice, elevii participă o dată pe săptămînă în anul II și de două sau trei ori pe săptămînă în anul III.

Dintre cei mai buni absolvenți ai școlilor miniere se recrutează elevii pentru școlile de tehnicieni minieri. O altă parte din elevii școlilor de tehnicieni minieri sînt absolvenți ai liceelor teoretice sau industriale.

Durata de școlarizare a tehnicienilor proveniți din școlile de minieri este de trei ani, iar durata de școlarizare a tehnicienilor mineri, care au absolvit liceele, este de doi ani.

În cadrul școlilor tehnice miniere, elevii sînt pregătiți pentru specialitățile: geologie, exploatare, mecanică, electrotehnică și topografie.

Programa analitică a școlilor tehnice miniere are de asemenea un pronunțat caracter practic.

Instructajul muncitorilor se face la angajare și periodic. Instructajul muncitorilor la angajare se efectuează timp de 60 de zile, în

* În cursul anului 1964 o delegație compusă din trei ingineri minieri a făcut o vizită de documentare în R. P. Polonă. În cele ce urmează se redau pe scurt unele aspecte caracteristice, constatate cu ocazia acestei vizite, în domeniul pregătirii cadrelor și al tehnicii securității la minele de cărbuni din R. P. Polonă.

mină. În acest interval, noul angajat (care este absolvent al şcolii miniere) este dat în grija unui instructor, care are sarcina de a-l pregăti pentru funcţia de ajutor minier. Cu toate că noul angajat are cunoştinţe temeinice în domeniul respectiv de activitate — însuşite în timpul şcolarizării — el este trecut totuşi din nou prin filiera lucrărilor practice. În perioada de instruire, angajatul participă efectiv la lucrări, însă el nu este încadrat în brigadă şi nu are normă. În această perioadă este recomandabil ca ritmul de muncă să fie lent, tocmai pentru a crea posibilitatea angajatului de a se edifica şi a-şi însuşi cît mai bine modul de execuţie a diferitelor lucrări. La sfîrşitul perioadei de instruire, angajatul a trecut prin toate genurile de lucrări (deschidere, pregătire şi exploatare) şi a participat la toate operaţiile specifice locurilor de muncă (tăiere, încărcare şi armare). Salarizarea în perioada instruirii la angajare este fixă, fiind echivalentă cu aceea a unui miner.

După consumarea celor 60 de zile, angajatul se prezintă la un examen care durează două zile unde se pretind cunoştinţe detaliate. Comisia de examinare este compusă din ingineri. În cazul în care noul angajat a trecut examenul el este angajat în funcţia de ajutor minier; în caz contrar, există două alternative: sau se angajează la suprafaţa minei, la o muncă care necesită o mai mică tehnicitate (la haldă, la depozitul de lemne etc.) sau pleacă la o altă mină, unde repetă instructajul la angajare.

În prima alternativă, dacă în cadrul activităţii la suprafaţa minei angajatul dovedeşte că este conştiincios şi priceput, după un an de zile i se permite să repete instructajul în subteran. În cea de-a doua alternativă, angajarea definitivă se face numai dacă, după repetarea instructajului din mină, solicitantul trece examenul de la sfîrşitul perioadei de instructaj.

După angajarea definitivă în funcţia de ajutor minier, promovarea în funcţia de miner se face numai în cazul în care angajatul dovedeşte timp de 3 — 4 ani de zile că şi-a însuşit complet toate cunoştinţele necesare conducerii unui loc de muncă. Pentru obţinerea calificării de miner, după propunerile de avansare ale personalului tehnic, ajutorul minier se prezintă din nou la examen.

Instructajul periodic al muncitorilor se face o dată pe an, într-o zi, şi durează opt ore. În ziua instruirii periodice muncitorii sînt scoşi din producţie şi salarizaţi cu salariul mediu, realizat în luna respectivă. Prin audierea prelegerilor, vizionarea filmelor şi exerciţii în laboratoare muncitorii sînt informaţi asupra metodelor noi de exploatare care se preconizează a se introduce la mina respectivă, asupra modificărilor care se proiectează a se opera în procesul tehnologic, asupra manipulării noilor utilaje şi echipamente metalice care se vor introduce în subteran.

Conţinutul tematicilor pentru instruirea periodică diferă după profesie (combainist, havator, armator, mecanic locomotivă, mecanic maşină extracţie, electrician, rambleator, încărcător etc.) şi după calificarea muncitorilor.

Instructajul periodic al muncitorilor se execută de către ingineri şi tehnicieni, care se ocupă exclusiv cu această activitate, în săli de cursuri, săli cinematografice şi laboratoare, în complexele sociale ale minelor.

Însuşirea cunoştinţelor de către muncitori este verificată nominal. Există cazuri în care angajatul nu a reţinut chestiunile predate; în astfel de cazuri el repetă instruirea periodică sau suferă sancţiuni administrative.

Rezultatele instruirii periodice se consemnează într-un registru. În afara formulelor de instruire amintite mai sus, se mai obişnuieşte ca într-o anumită zi din săptămînă să se prelucreze accidentele de muncă care au avut loc la mina respectivă, sau accidentele grave întîmplate la minele trustului (uniunii) respectiv.

II. Urmărirea respectării N.T.S.

Urmărirea respectării normelor de tehnica securităţii se face de către:

— personalul care organizează şi participă direct la procesul de producţie: mineri, mineri şefi de schimb, mineri şefi de brigadă, artificieri, maiştri, tehnicieni, ingineri şefi de sectoare, ingineri şefi de servicii, ingineri şefi şi directori de mină;

— servicii din cadrul unităţilor;

— organe din afara unităţilor carbonifere.

În cadrul intern al unităţilor există servicii funcţionale a căror atribuţii se referă exclusiv la aspecte de tehnica securităţii şi protecţia muncii. Aceste servicii sînt: serviciul de securitatea muncii, serviciul de aeraj, serviciul lucrărilor de împuşcare, serviciul de rambleiere şi serviciul lucrărilor miniere. Acestea funcţionează la toate nivelele administrative: minister, trusturi şi mine.

Serviciul de securitatea muncii ţine evidenţa accidentelor de muncă, participă la anchetarea accidentelor de muncă şi urmăreşte respectarea normelor de tehnica securităţii.

Subliniem faptul că în industria carboniferă din R.P.P. se ţine evidenţa frecvenţei accidentelor de muncă după sistemul internaţional, adică prin raportarea numărului accidentelor de muncă la 100 000 posturi efectiv prestate şi printr-un alt indice, obţinut prin raportarea numărului de accidente de muncă la 1 000 000 tone cărbune extras.

Serviciul de aeraj urmăreşte condiţiile în care se realizează aerisirea locurilor de muncă din subteran, intervenind prin luarea de măsuri, atunci cînd aerisirea minei nu se efectuează potrivit prevederilor de tehnica securităţii.

În acest scop, serviciul de aeraj urmăreşte cu cea mai mare atenţie modul de funcţionare a ventilatoarelor din staţiile principale de ventilaţie, debitele curenţilor principali şi ai celor auxiliari, compoziţia aerului de la locurile de muncă, precum şi a curenţilor de evacuare a aerului viciat şi starea în care se prezintă construcţiile speciale de aeraj (puţuri de aeraj, suitori de aeraj, canale de aeraj, crosinguri, uşi de aeraj etc.).

Lucrările de degazare ale zăcămintelor sînt repartizate de asemenea serviciilor de aeraj.

Serviciul lucrărilor de împuşcare stabileşte şi urmăreşte condiţiile în care se execută lucrările de explodare. Acest serviciu precizează locurile de muncă unde pot fi utilizaţi explozivi, natura explozivilor, modul de iniţiere şi măsurile de securitate care trebuie să fie luate în timpul lucrărilor de împuşcare (retragerea personalului, locurile de pază, aeraj, sistificare etc.). Studierea şi aplicarea celor mai eficiente scheme de împuşcare, precum şi utilizarea burajului în condiţii cît mai bune, sînt atribuţii ale serviciului lucrărilor de explodare.

Serviciul de rambleiere verifică şi ia măsuri ca rambleierea spaţiilor excavate (în Silezia foarte multe strate se exploatează cu rambleu), să se efectueze în timp util şi în condiţii bune.

Serviciul lucrărilor miniere are ca domeniu de activitate urmărirea executării şi menţinerii construcţiilor miniere în condiţii bune. Serviciul lucrărilor miniere controlează modul în care se realizează programele de recondiţionare a construcţiilor miniere şi verifică respectarea monografiilor de armare la locurile de muncă.

Serviciile a căror atribuţii au fost în mod succint trecute în revistă au ca personal de deservire cîte doi ingineri şi un tehnician. Fiecare inginer este de specialitate şi are o mare experienţă (minimum 10 ani de practică).

Inginerii şi tehnicienii care activează în serviciile de securitatea muncii, de aeraj, de împuşcare, de rambleiere şi minier, au posibilitatea de a interveni direct în desfăşurarea procesului tehnologic, dispoziţiile date de aceste organe fiind obligatorii pentru toate categoriile de executanţi.

Ca organe din afara unităţilor miniere, urmărirea respectării normelor de tehnica securităţii se face de către un singur for şi anume de către Controlul securităţii miniere (Oficiul minier).

În R.P.P., Controlul securităţii miniere este subordonat direct Preşedinţiei Consiliului de Miniştri.

Din punct de vedere organizatoric, Controlul securităţii miniere dispune de un compartiment de conducere şi concepţie (organizat pe departamente de specialitate) de compartimente de coordonare regionale şi de inspectorate. Pe lîngă fiecare trust minier funcţionează cîte un oficiu regional minier (echivalent cu inspectoratele noastre).

Aceste oficii dispun, ca personal tehnic, de ingineri de specialitate cu o mare experienţă.

Activitatea fiecărui grup de două mine este în amănunt controlată de către un inspector minier.

Gradul de cunoaştere al problemelor tehnice de către inspectorii minieri este foarte avansat, iar informaţiile acestora, asupra stadiului de rezolvare a deficienţelor de tehnica securităţii, sînt exacte.

Măsurile dispuse de către inspectorii minieri, în vederea eliminării abaterilor de la normele de securitate minieră, sînt executate de către exploatările carbonifere cu promptitudine.

Inspectorii minieri au posibilitatea de a aplica sancţiuni disciplinare dintre cele mai severe personalului unităţilor miniere. Aceste sancţiuni ajung pînă la destituirea din funcţie şi desfacerea contractului de muncă.

III. Obligaţiile personalului tehnic şi muncitoresc din unităţile miniere în privinţa tehnicii securităţii

Obligaţiile personalului din unităţile miniere în privinţa tehnicii securităţii sînt stabilite prin norme. În R.P.P. sînt în funcţiune norme de tehnica securităţii pentru personalul care desfăşoară o activitate de concepţie (ingineri), pentru personalul mediu tehnic care organizează activitatea (tehnicieni, maiştri, artificieri) şi pentru personalul executant (mineri, mecanici, electricieni, rambleatori, dulgheri etc.).

Normele de tehnica securităţii sînt mult detaliate, astfel încît ele se referă la toate situaţiile care ar putea să apară în construcţiile miniere subterane şi responsabilităţile se repartizează în funcţie de obligaţiile fiecărui angajat. Mai precis, normele de tehnica securităţii nu recurg, din punctul de vedere al responsabilităţilor, la substituiri de funcţii. Personalul muncitoresc şi personalul mediu tehnic este direct răspunzător de respectarea integrală a N.T.S., la executarea lucrărilor miniere, iar personalul inginerese răspunde de conducerea lucrărilor şi de calitatea soluţiilor tehnice aplicate.

Această repartizare a responsabilităţilor se reflectă nu numai în N.T.S., ci şi la anchetarea accidentelor de muncă.

IV. Staţiile de salvare

În R.P. Polonă, staţiilor de salvare minieră li se acordă o atenţie deosebită şi ele sînt astfel organizate încît intervenţiile lor se efectuează în timp util şi cu eficacitate.

Fiecare exploatare minieră are o stație de salvare proprie. În afara stațiilor de salvare care funcționează la exploatările miniere, în R.P. Polonă există mai multe stații de salvare minieră raionale și o stație de salvare centrală.

Stațiilor de salvare raionale le sînt repartizate 6—8 exploatări miniere, iar stația de salvare centrală își are sediul la Bytom pe lîngă mina Rozbark.

Distanța dintre stațiile de salvare raionale și minele cele mai îndepărtate (20 km) este parcursă de autovehiculele care transportă echipele de salvare, aparatele și echipamentele necesare, în cel mult 20 de minute.

Lucrările obișnuite de salvare, lucrările de asanare a focurilor de mină sînt rezolvate de către echipele de salvare proprii ale minelor.

Atunci cînd se produce o avarie tehnică, intervin și participă la primele etape ale lucrărilor de salvare și salvatorii stației raionale, în raza căreia a avut loc avaria.

În cazuri grave de accidente tehnice, lucrările de salvare sînt preluate de către stația centrală de salvare de la Bytom.

Stația centrală de salvare coordonează și controlează întreaga activitate a stațiilor raionale. Există cazuri cînd efectele unei avarii (explozie de praf de cărbune) se întind în multe lucrări miniere. În astfel de cazuri, la lucrările de salvare participă salvatorii mai multor stații raionale și ai stației de salvare centrale.

Anunțarea avariilor, solicitarea echipelor de salvare raionale, sau centrale coordonarea lucrărilor, precum și dispunerea măsurilor, se face cu foarte multă operativitate, prin radio. Toate stațiile de salvare de la exploatările miniere, raionale și centrale, la fel ca și autovehiculele care transportă salvatorii în punctele importante din subteran, au legătură continuă (emitere, recepție), prin radio.

Unitățile miniere au în permanență de serviciu o echipă de salvare, compusă din cinci salvatori.

Stațiile de salvare raionale au de serviciu o echipă de salvare formată din doisprezece salvatori, iar la stația de salvare de la Bytom, sînt în stare de alarmă douăzeci și patru de salvatori.

Membrii delegației au asistat la Bytom la o alarmă de probă. Din momentul în care șeful stației de salvare a anunțat centrala telefonică pentru darea semnalului de alarmă și pînă la ieșirea autovehiculului pe poarta stației au trecut un minut și cincisprezece secunde.

Numărul salvatorilor de la exploatările miniere nu este limitat prin norme. El este stabilit de către conducerea unităților în funcție de situația minelor, de necesitățile lucrărilor de salvare. Nu există însă nici o mină care să dispună de mai puțin de patruzeci de salvatori.

Stațiile de salvare sînt dotate cu aparate și echipamente complete și moderne. Salvatorilor le sînt repartizate cîte trei aparate de salvare: unul în funcțiune, unul în revizie sau reparație și unul de rezervă.

Lecțiile de instruire a salvatorilor au un caracter exclusiv practic. Stațiile de salvare dispun de construcții în care salvatorilor le sînt create condiții similare cu cele ale lucrărilor de salvare (temperatură înaltă, fum, gaze, apă, lucrări miniere caracteristice). Salvatorii sînt obligați să execute anual opt exerciții practice.

Stația centrală de salvare are un laborator pentru cercetări medicale, în care toți salvatorii o dată pe an sînt supuși unui control medical sever, în condiții de lucru specifice (exerciții grele cu aparate la 50—60°C, în atmosferă cu abur, sub examinare și control permanent). Laboratorul se mai ocupă și cu lucrări de cercetare pentru a elabora metodele de examinare cele mai adecvate.

Stația centrală de salvare are în plus un laborator pentru controlul aparatelor de salvare și anexele lor, precum și pentru cercetări în legătură cu aerajul. În principiu, fiecare mină dispune de un laborator propriu de analize de gaze. Laboratorul stației centrale de salvare execută lunar circa 1 000 analize chimice de control. Aparatul Orsat este pe cale de a fi abandonat, analiza gazelor făcîndu-se cu ajutorul aparatului Wilhelemie, fabricat la Chorzow.

V. Metode și materiale propagandistice cu privire la tehnica securității

Formele cu ajutorul cărora se execută propaganda tehnicii securității la minele de cărbuni din R.P.P. sînt: tablouri și afișe sugestive, filme și instrucțiuni.

Tablourile sugestive sînt afișate în sălile de apel. Ele prezintă aspecte caracteristice din activitatea diferitelor profesiuni miniere, în două cazuri: bine executate și greșit efectuate. Temele reprezentate de tablourile sugestive se referă la următoarele aspecte de activitate: transportul pe galerii, circulația pe galerii, revizii și reparații electromecanice, lucrări de împușcare, susținerea abatajelor și a galeriilor, lucrări de rambleiere, controlul compoziției aerului de mină etc.

Tablourile sugestive utilizate sînt prezentate sub formă de fotografii, cu dimensiunile 50×40 cm. Fiecare mină dispune de 30—40 teme.

Afișele sugestive sînt plasate în sălile de apel, rampele puțurilor, în galeriile principale de transport, la bifurcațiile galeriilor și în camerele mașinilor.

Din punctul de vedere al conținutului, afișele sugestive dau scurte indicații tehnice, completate cu semne sugestive. Cele mai multe dintre ele se referă la pericole iminente și grave, ca de exemplu: electrocutări, explozii, incendii etc., precizînd modul în care aceste pericole pot fi

înlăturate. Tematica lor este tipizată la toate unităţile miniere, ele fiind executate de către întreprinderi ale Fondului plastic, pe tablă vopsită.

Unităţile miniere folosesc circa 30 de teme.

Industria carboniferă din Silezia dispune, în vederea efectuării propagandei de tehnica securităţii, de circa 80 de filme. Rularea fiecărui film durează în medie 20 minute. În prezent în fiecare an se produc 8—10 filme noi. Fiecare film are o singură temă, care tratează în mod amplu aspectele care pot interveni în desfăşurarea unor lucrări sau unor acţiuni. Cîteva exemple cu subiecte de filme: producerea unui foc de mină şi lucrările executate pentru asanarea lui; declanşarea unei inundaţii şi acţiunea de salvare întreprinsă; gazul metan, detectarea prezenţei, explozii de metan, măsuri de lichidare a avariei; circulaţia personalului în subteran; lucrări de rambleiere etc.

Prezentarea filmelor se face în special cu ocazia instruirii periodice a muncitorilor.

Minele de cărbune din Silezia au în cadrul complexelor sociale săli moderne de cinematografe, în care se vizionează filmele cu caracter de protecţia muncii şi tehnica securităţii. Prezenţa muncitorilor şi a tehnicienilor la aceste filme este foarte bună.

Instrucţiunile se folosesc exclusiv la utilajele fixe: trolii, pompe, transformatoare. Ele cuprind indicaţiile tehnice referitoare la manipularea acestor utilaje. Majoritatea instrucţiunilor sînt scrise pe table vopsite, iar locul lor de afişare este iluminat.

Unităţile carbonifere din R.P. Polonă aplică o metodă specială de propagandă a tehnicii securităţii prin funcţionarea „activiştilor de securitatea muncii".

În cadrul fiecărei brigăzi de mineri şi echipe de electro-lăcătuşi se alege, de către conducerea unităţii, cel mai calificat, disciplinat şi conştiincios muncitor, care este numit activist de securitatea muncii. El urmăreşte activitatea brigăzii şi intervine în vederea respectării N.T.S. dînd indicaţii muncitorilor asupra modului de remediere a deficienţelor.

Aceşti activişti nu au dreptul de a dispune luarea de măsuri, însă ei se bucură de prestigiu în cadrul brigăzii, iar alegerea lor le creşte autoritatea morală, în virtutea căreia indicaţiile lor sînt executate.

Avem de-a face prin urmare cu o metodă educativă a muncitorilor, cu ajutorul căreia, pe de o parte se sesizează şi se elimină abaterile de la N.T.S., iar pe de altă parte se îmbunătăţeşte disciplina personalului.

Activiştii de securitatea muncii se întîlnesc, aşa după cum am mai spus, la brigăzi, în conducerea sectoarelor şi conducerea minelor.

Pentru activitatea suplimentară depusă în scopul respectării N.T.S. de către toţi muncitorii, ei sînt recompensaţi materialiceşte.

VI. Activitatea ştiinţifică de cercetare

Majoritatea inginerilor de mine din R.P. Polonă îşi desfăşoară activitatea în cadrul serviciilor cu caracter tehnic, de concepţie. Serviciile operative de la exploatările carbonifere reţin un număr redus de ingineri.

Dintre domeniile de activitate ştiinţifică, lucrările de cercetare minieră ocupă un loc de o mare importanţă.

La Katowice delegaţia a vizitat Institutul de cercetări miniere (Institutul principal minier — G.I.G.).

Institutul are un sediu spaţios, cu multe laboratoare, dotate cu echipament, aparate şi utilaje la nivelul celor mai moderne realizări mondiale. În Institut lucrează 1 100 salariaţi, dintre care mai mult de 500 sînt candidaţi în ştiinţe tehnice.

Institutul de cercetări miniere de la Katowice are 10 compartimente de activitate. Cu pondere mai mare sînt următoarele compartimente: mina experimentală Barbara, construcţii miniere subterane, utilaje miniere subterane şi de suprafaţă, aeraj, focuri de mină, incendii, igiena şi psihologia muncii miniere etc.

La mina Barbara se fac studii şi experienţe în legătură cu explozivitatea prafului de cărbune şi a gazului metan. Aici cercetătorii au la dispoziţie, pentru experimentări, trei tuneluri de tragere. Se urmăreşte în mod special eficienţa diferitelor măsuri luate în vederea prevenirii exploziilor.

Cîteva compartimente de activitate cercetează fenomenele şi lucrările tehnice, specifice industriei carbonifere: presiuni miniere, lucrări de susţinere, depilarea substanţei minerale utile, rambleierea spaţiilor excavate, transportul subteran etc. Lucrările de cercetare sînt ample, bine fundamentate şi de o înaltă tehnicitate.

Se remarcă o tendinţă accentuată spre mecanizarea şi automatizarea lucrărilor.

Iată cîteva dintre lucrările executate de cercetătorii institutului, în domeniul presiunilor miniere:

— măsurarea presiunilor şi a mişcărilor care se produc în spaţiile exploatate şi stabilirea tensiunilor în strat;

— cercetări microscopice şi macroscopice în privinţa fisurării rocilor şi influenţa ei asupra comportării acestora şi asupra presiunilor din abataje;

— determinări de laborator asupra proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor.

Cercetările s-au executat în decursul mai multor ani, pe eşantioane din mai multe mine, în laboratoare ca şi pe modele echivalente. Rezultatele obţinute pînă în prezent au pus în evidenţă caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor din formaţiunea carboniferă a Sileziei

superioare. Pe baza acestor măsurători s-au proiectat elementele de susţinere în galerii şi abataje, astfel încît ele să dea o completă satisfacţie, sub raportul securităţii lucrărilor miniere.

O altă problemă studiată de institut a fost aceea a loviturilor de coperiş, care sînt frecvente în Silezia inferioară.

După multe studii şi cercetări s-au elaborat bazele teoretice ale acestui fenomen, determinîndu-se şi măsurile practice necesare pentru prevenirea şi combaterea lor.

La Institutul de cercetări miniere de la Katowice funcţionează mai multe secţii, care cercetează teme cu caracter pur de tehnica securităţii, ca de exemplu : aeraj, focuri subterane, incendii etc.

Astfel, institutul a desfăşurat o intensă activitate în domeniul prevenirii şi combaterii focurilor subterane. Spre a uşura operaţiile de cercetare, institutul a proiectat şi executat un aparat operativ de analizat gaze de mină. Acest aparat automat, Analizatorul H_1, determină în cîteva minute conţinutul în CO, CO_2, şi CH_4 al unei probe de aer, precizia lui fiind de 0,0001%. În fiecare lună în minele din Polonia se execută peste 10 000 de analize de acest fel.

Cercetătorii institutului au definitivat o metodă de descoperire a stadiului incipient a cuiburilor de foc, prin viteza de creştere a temperaturii mediului ambiant.

De reţinut este şi faptul că în cadrul institutului se cercetează aspecte caracteristice de igiena şi psihologia muncii miniere.

Influenţa trepidaţiilor şi influenţa zgomotelor asupra organismelor muncitorilor sînt două dintre temele interesante, care sînt incluse în programul de cercetare a secţiei de igiena muncii pentru anul 1964.

Observaţiile făcute cu ocazia cercetărilor de natură psihologică asupra minerilor au elucidat o serie de incertitudini aupra comportării acestora. Astfel, s-a constatat că un procentaj considerabil de muncitori care au fost admişi a lucra în subteran în urma vizitelor medicale obişnuite sînt în realitate deficitari la capitolul „calităţi necesare activităţii subterane".

Observaţiile şi studiile psihologice şi clinice efectuate au scos în evidenţă faptul că unele persoane, fie din cauza unor complexe psihologice, fie din cauza funcţionării defectuoase a reflexelor condiţionate, nu sînt apte pentru activitatea din mină.

Cercetările psihologice au fost extinse în prezent în R.P.Polonă prin repartizarea unor cadre de specialitate (ingineri de mine, cu studii suplimentare de psihologie, medici neurologi) la exploatările miniere. Angajaţii unităţilor miniere care au suferit accidente de muncă sînt supuşi unor cercetări psihologice şi clinice speciale.

VII. Realizări tehnice în scopul asigurării tehnicii securităţii

Condiţiile de zăcămînt din Silezia sînt foarte bune. Rocile sterile din culcuşul şi coperişul stratelor de cărbuni sînt dure (gresii şi şisturi bine cimentate), se comportă bine din punctul de vedere al dirijării presiunii coperişului şi nu contribuie la declanşarea presiunilor miniere. Accidentele tectonice sînt foarte rare şi ele se rezumă la falii directe. Înclinarea stratelor este în general mică, iar grosimea lor variabilă, între 1,5 şi 15 m. Adîncimea de exploatare este în prezent de 400—500 m.

Zăcămîntul este bogat, el se întinde atît pe direcţie, cît şi pe înclinare pe distanţe foarte mari (140 km/20—100 km) şi este format din mai multe strate de cărbune (15—20 strate exploatabile), de calitate superioară (huilă cu putere calorifică de peste 7 000 kcal/kg şi conţinut de cenuşă în strat de 5—10%).

Faţă de aceste condiţii naturale avantajoase, activitatea şi contribuţia colectivelor de muncitori, tehnicieni şi ingineri, de la exploatările carbonifere poloneze, sînt şi ele la înălţime.

Tehnicitatea proceselor tehnologice şi a metodelor de exploatare aplicate, organizarea activităţii, securitatea personalului şi a zăcămintelor sînt remarcabile.

Datorită condiţiilor tehnice în care se desfăşoară, activitatea muncitorilor de la minele de cărbuni din Silezia este continuă şi are un ritm relaxat.

Muncitorii lucrează în mină $7^1/_2$ ore pe zi,în acest interval incluzîndu-se şi parcurgerea traseului de la suprafaţă la locul de muncă şi invers. În schimbul de noapte, activitatea este foarte redusă, neproductivă, ea limitîndu-se la revizii şi reparaţii.

Aprovizionarea bună a locurilor de muncă, calitatea superioară şi întreţinerea optimă a utilajelor şi a echipamentelor metalice, existenţa capacităţilor de rezervă, calificarea muncitorilor, pregătirea completă a personalului mediu tehnic, creează condiţii dintre cele mai bune pentru activitatea fără întreruperi la locurile de muncă, astfel încît intensificarea eforturilor în anumite perioade ale schimburilor este evitată.

Producţia anuală de cărbune este în prezent de 113 milioane tone şi a crescut în ultimii trei ani cu 10 milioane tone cărbune. Capacitatea exploatărilor miniere permite creşterea în continuare a producţiei. Cu toate acestea, în fiecare an se deschid cîteva mine noi.

Productivitatea muncii pe industrie este de 1,3—1,4 tone/post; sînt însă exploatări miniere care lucrează cu randament de peste 2 tone/post.

Prețul de cost al cărbunelui, luînd în considerație valoarea ridicată a lucrărilor de investiții, de întreținere și a amortizării utilajelor (dintre cele mai moderne), precum și cheltuielile mari care se fac cu ocazia construirii complexelor sociale și a locuințelor confortabile pentru muncitori, este redus.

Consumul specific de lemn de mină este pe industrie de 17—18 m^3/1 000 tone extrase, dar există multe mine al căror consum specific este de numai 12—13 m^3/1 000 tone.

Avansările medii realizate la galeriile săpate în cărbune sînt de 100 m/lună, la galeriile săpate în steril 60 m/lună, iar avansările de performanță, la galeriile săpate în cărbune, au fost de 800—830 m/lună.

Avansările medii realizate în abatajele frontale sînt de 50—55 m/lună, iar avansările record au fost de 80—85 m/lună. Reamintim că avansările de mai sus au fost obținute fără plasarea productivă a schimbului III.

Energia folosită în subteran este, cu mici excepții (mine cu emanații puternice de metan), electrică.

După cum rezultă din analiza indicilor tehnico-economici de mai sus, industria carboniferă poloneză a realizat în ultimii 3—4 ani progrese însemnate.

Pe lîngă progresele obținute în domeniul indicilor tehnico-economici, măsurile tehnico-organizatorice aplicate au îmbunătățit substanțial activitatea și sub aspectul securității muncii și a zăcămîntului.

În Silezia sînt în exploatare 90 mine de cărbuni și în deschidere cinci mine noi. Producția medie zilnică a exploatărilor este de 4—5 mii tone; unele mine extrag 8—10 mii tone pe zi. Minele noi se proiectează pentru 8—12 mii tone pe zi.

Fiecare mină are 3 pînă la 5 sectoare productive, care extrag zilnic 1 000—1 500—2 000 tone cărbune. În vederea asigurării planului de producție, sectoarele au în funcțiune 3—5 abataje frontale și în rezervă 1—2 abataje frontale.

După cum se observă, activitatea subterană este concentrată. Sectoarele productive au numai 1—2 puncte de încărcare, iar circuitele transportoarelor cu bandă desevesc mai multe locuri de muncă. Distanța dintre cele cîteva abataje frontale în funcțiune este mică; din aceste motive, personalul de regie este redus. De asemenea, organizarea activității și supravegherea lucrărilor miniere se desfășoară în condiții bune.

Cele mai multe mine au fost deschise prin două puțuri centrale. În foarte multe cazuri aerajul general este diagonal; la extremitatea cîmpurilor miniere afectate unităților, funcționează 2—3 puțuri de aeraj.

Extracția se face cu schipuri sau colivii. Capacitatea schipurilor este de 5—10 tone, iar coliviile sînt construite cu 2—4 etaje, pe fiecare etaj transportîndu-se două vagonete. Capacitatea de extracție a celor două puțuri este de 8—15 mii tone pe zi.

O realizare nouă în domeniul transportului pe puț este automatizarea acestuia.

De exemplu, la una din minele vizitate (Czeladzi) toate instalațiile de transport de la orizontul de bază de la gura puțului, inclusiv mașina de extracție, funcționează fără a fi deservite de personal.

Vehiculul de transport este un schip cu capacitatea de 5 tone. Cînd schipul a ajuns la suprafață, ușa din partea inferioară se deschide în mod automat și cărbunele cade prin intermediul unui pantalon, confecționat din tablă de oțel, pe o bandă de cauciuc care este primul element al stației de sortare.

La orizontul de bază încărcarea cărbunelui în schip se face tot în mod automat. Conținutul vagonetelor este răsturnat cu ajutorul unui culbutor automat pe un divizor metalic, care conduce cărbunele în schip, pe ușa din partea superioară a acestuia.

După încărcarea schipului, capacul se închide automat și începe cursa ascendentă a vehiculului.

Mașina de extracție funcționează automat.

Întregul ansamblu de transport automatizat pe puț este urmărit de o singură persoană, care prin televiziune veghează ca în funcționarea schipului la orizontul superior să nu intervină vreo defecțiune.

Avantajul automatizării transportului pe puț, în afara eliminării personalului de deservire, este majorarea capacității de extracție cu circa 30% (prin creșterea vitezei de transport și de manipulare la cele două orizonturi). precum și îmbunătățirea securității în funcționare a instalației și reducerea posibilităților de accidentare a personalului.

Pînă la sfîrșitul anului 1965, din cele 150 puțuri de extracție din Silezia, 50 vor fi echipate cu instalații pentru automatizarea transportului.

În legătură cu transportul pe puțuri verticale, am mai reținut funcționarea împingătoarelor, de la orizonturile de transport, cu energie electrică.

Transportul pe galerii este mecanizat în proporție de 100%.

Pe galeriile principale, transportul se face cu ajutorul locomotivelor cu troleu, iar pe galeriile secundare — cu transportoare cu bandă sau raclete.

Galeriile principale de transport au secțiuni foarte mari, 12—13 m^2. Ele sînt amenajate cu căi duble de transport, spațiile

libere şi culoarele de circulaţie fiind supradimensionate.

Căile ferate se găsesc într-o stare foarte bună. Profilul liniilor ferate montate este mare (24 kg/m), consolidarea căii ferate fiind sigură.

Galeriile principale de transport sînt bine iluminate, cu lămpi electrice fixe.

Vagonetele de mină au capacitatea utilă de 2,3 m^3.

Datorită condiţiilor relatate, transportul pe galeriile principale se face cu viteze mari (12—15 km/h) şi în condiţii de securitate.

O contribuţie deosebită adusă îmbunătăţirii transportului pe galerii este automatizarea manipulării macazelor.

La mina Kazimir, la locul de montare al macazelor, semnale luminoase indică poziţia acelor macazelor. Mecanicul din locomotivă observă semnalul luminos şi în cazul în care poziţia macazului nu este cea necesară, acţionează din mersul convoiului un dispozitiv care, cu ajutorul izotopilor radioactivi, manipulează de la distanţă macazul.

Transportul pe galeriile secundare se face cu ajutorul transportoarelor cu bandă şi cu raclete. Transportorul din abataje şi primul transportor din galeria secundară sînt cu raclete; toate celelalte transportoare de pe galeriile secundare pînă la punctul de încărcare sînt cu bandă.

Îmbunătăţirile aduse transportului din galeriile secundare sînt:

— înlocuirea benzilor de cauciuc cu benzi incombustibile;

— folosirea unor transportoare cu raclete, blindate, confecţionate din oţeluri cu calităţi superioare, cu lanţ dublu calibrat, capabile să dezvolte o forţă de tracţiune care permite funcţionarea lor sigură la lungimi de 220 m;

— centralizarea manipulării transportoarelor.

Un circuit alcătuit din 5 pînă la 10 transportoare este pus în funcţiune sau oprit de manipulantul de la punctul de încărcare, din galeria principală de transport, prin acţionarea unui singur dispozitiv.

Rampele puţurilor şi galeriilor transversale săpate în steril sînt susţinute cu zidărie continuă. Restul galeriilor, atît cele pricipale, cît şi cele secundare, sînt armate în cea mai mare parte cu profile laminate de oţel. Ele au formă circulară sau cu boltă circulară şi pereţi drepţi, iar secţiunea lor este de 9—14 m^2. Distanţa dintre armăturile metalice este de 1—1,2 m. Bandajarea se execută cu plăci prefabricate din beton, cu plasă de sîrmă sau de lemn.

În cazul în care bandajele folosite sînt confecţionate din lemn, ele se torcretează.

Preabatajele săpate în stratele groase se armează uneori cu cadre trapezoidale din lemn.

Datorită condiţiilor în care se efectuează şi anume: aeraj general diagonal; secţiunea foarte mare a galeriilor principale şi secundare; eliminarea aerajului în serie a abatajelor frontale; echiparea staţiilor de ventilaţie cu ventilatoare care produc debite mari (4—7 mii m^3/min) şi depresiuni mari; construcţii de aeraj (canale, suitori, racorduri, crosinguri) bine executate; controlul permanent — cu aparate speciale — a debitelor şi compoziţiei curenţilor de aeraj, aerisirea locurilor de muncă este de calitate foarte bună.

Metodele de exploatare aplicate în Silezia au în vedere condiţia specifică impusă multor mine şi anume reducerea sau eliminarea tasărilor de teren. La suprafaţa celor mai multe mine circa 60% sînt construcţii civile (oraşe) care trebuie protejate. Din acest motiv metoda generală de exploatare este cu rambleu hidraulic, cu nisip (fin). Spaţiul excavat se rambleiază total şi în condiţii de execuţie astfel încît tasarea maximă este de 10—15%.

În cazul stratelor groase, se foloseşte metoda de exploatare prin felii pe înclinare ascendente, cu rambleu hidraulic. Grosimea feliilor este de 2,5—2,7 m. Prin felii ascendente se exploatează strate cu grosimea de 9—12—15 m. Înclinarea stratelor fiind de obicei mică, avansarea abatajelor este direcţională, sau pe înclinare (ascendent).

Preabatajele se sapă cu înălţimea de 4—5 m, astfel încît ele servesc la exploatarea a 2—3 felii.

Sistemul de rambleiere este ingenios. El rezolvă, atît umplerea integrală a spaţiului excavat, cît şi pierderea în măsură foarte redusă a materialului lemnos.

Pasul de rambleiere este de 3—4 m. În abataj se montează conducta de rambleu, cu diametrul de 250 mm. Din 4 în 4 m se montează la conducta principală, în unghi drept, o conductă secundară de refulare a rambleului, cu lungimea de 2 m care este îndreptată spre spaţiul vechi rambleiat, în imediata apropiere a tavanului.

Peretele despărţitor dintre spaţiul care urmează a se rambleia şi spaţiul util al abatajului este construit din pînză de sac care rezistă la presiunea rambleului şi permite scurgerea apei şi ridicarea nivelului nisipului colmatat pînă la tavanul abatajului. De reţinut este faptul că răpirea armăturilor de lemn, din spaţiul care urmează a se rambleia, se face în proporţie de 70—80%.

Sistemul se aplică şi în cazul armării metalice a abatajelor, cu deosebirea că înaintea răpirii stîlpilor şi grinzilor metalice se face o

armare redusă din lemn, care la rîndul ei se răpeşte în parte.

Anumite cîmpuri miniere nu subminează construcţiile la suprafaţă. În aceste cazuri, dacă stratele sînt de grosime mică sau mijlocie, se aplică metoda de exploatare cu abataje frontale cu surpare.

Abatajele cu ajutorul cărora se exploatează stratele de cărbune sînt, cu mici excepţii, frontale.

Lungimea abatajelor frontale este în funcţie de mai mulţi factori: dacă se lucrează cu metoda feliilor ascendente şi rambleierea spaţiului excavat, iar tăierea cărbunelui se face cu explozivi, lungimea abatajelor frontale variază între 50 şi 100 m; dacă se practică metoda de exploatare cu surpare, iar tăierea cărbunelui este mecanizată, lungimea abatajelor frontale variază între 100 şi 200 m.

Susţinerea abatajelor frontale se face cu armături metalice şi cu lemn.

Stîlpii metalici utilizaţi sînt: cu fricţiune (la grosimi mijlocii şi înclinări mici ale stratelor) şi hidraulici (la grosimi mici şi mijlocii şi înclinări variabile).

Grinzile metalice întrebuinţate se montează perpendicular sau paralel cu frontul; ele sînt articulate şi nearticulate.

De asemenea în abatajele frontale se folosesc cadrele păşitoare, de fabricaţie englezească, tip Dowty Roofmaster.

Principiul aplicat de inginerii polonezi, la echiparea abatajelor frontale cu armături metalice, este următorul: se importă cîteva garnituri dintre tipurile străine cele mai perfecţionate, se experimentează în condiţiile caracteristice minelor lor şi acelora care le corespund, se cumpără patentul de fabricaţie şi apoi sînt produse în ţară.

La mina Wesola a fost vizitat un abataj susţinut cu cadre păşitoare tip Dowty Roofmaster. Stratul era orizontal şi avea o grosime de 1,3 m. Culcuşul era format din gresii, iar coperişul — din şisturi grezoase, care se surpau imediat după deplasarea cadrelor păşitoare.

Abatajul avea o lungime de 220 m.

Cadrele păşitoare erau montate la distanţe de 1 m, fiind în legătură, prin intermediul unor pistoane, cu transportorul din abataj.

Acţionarea cadrelor este hidraulică.

Tăierea cărbunelui în ambele sensuri se execută cu ajutorul combinei Anderton. Interesant este faptul că, din cauza durităţii considerabile a cărbunelui, înaintea tăierii frontului cu combina, în strat (la 20—30 m) se tăia un făgaş cu haveza.

Evacuarea cărbunelui din abataj se efectua de un singur transportor cu raclete (blindat, cu lanţ dublu calibrat), pe care se deplasa atît combina cît şi haveza.

Avansarea pe schimb a abatajului frontal este de 1,2 m.

Ciclul de operaţii se încheie în fiecare schimb. În schimbul II se mai execută un ciclu, iar în schimbul III se fac numai revizii şi reparaţii.

Plasarea personalului era următoarea:

— 1 combainist plus 1 ajutor combainist;

— 1 havator plus 1 ajutor havator;

— 2 armatori pentru manevrarea cadrelor păşitoare;

— 4 mineri pentru executarea nişelor de la cele două extremităţi ale abatajului frontal;

— 1 ajutor minier pentru încărcarea manuală a cărbunelui pe care nu reuşeşte să-l încarce combina;

— 1 manipulant la pompa hidraulică;

— 1 electro-lăcătuş pentru intervenţie.

Randamentul obţinut în abataj a fost de 35 tone pe post.

Cadrele păşitoare se deplasau cu multă uşurinţă şi creau condiţii de siguranţă deplină în abataj.

Tăierea cărbunelui în abatajele şi lucrările de deschidere şi pregătire din Silezia se execută cu : explozivi, combine, haveze şi aer comprimat.

Tăierea cu ajutorul materialelor explozive este cea mai frecvent utilizată, deoarece materialele explozive au un preţ de cost redus şi produc cărbune de o granulaţie mare.

Perforarea găurilor se face electric iar burarea lor cu nisip.

Avînd în vedere faptul că R.P.Polonă exportă o parte însemnată din producţia proprie de cărbune, tăierea cu ajutorul combinelor este limitată la stratele de cărbune cocsificabil. Cărbunele cu granulaţie mică, rezultat din tăierea cu combina, are un preţ de vînzare mai redus. Cu toate acestea, numărul abatajelor frontale în care tăierea cărbunelui se execută cu combine este mare. Se utilizează următoarele combine: Anderton, KWB-2, KWP-1 şi Donbas.

În legătură cu tăierea cărbunelui şi a sterilului, am reţinut, în mod special, tăierea cu ajutorul aerului comprimat, care prezintă avantaje deosebite:

— securitatea totală împotriva gazului metan;

— securitatea totală împotriva prafului de cărbune;

— crearea unor condiţii bune de aeraj;

— scăderea temperaturii de la locurile de muncă;

— eliminarea timpilor morţi necesari pentru evacuarea gazelor de împuşcare;

— obţinerea unui cărbune de granulaţie mai mare.

Instalaţie Armstrong, de producere a aerului comprimat, se amortizează relativ repede.

Dacă este raţional aplicată, metoda tăierii cărbunelui cu aer comprimat prezintă un preţ de cost apropiat de tăierea cu explozivi.

Este de reţinut faptul că nouă mine din Silezia folosesc instalaţii Armstrong la tăierea cărbunelui iar amortizarea lor s-a făcut în $2-2^1/_2$ ani. Aceste mine folosesc procedeul amintit fără a fi constrînse de pericolul exploziilor de gaz metan. Tăierea cu ajutorul aerului comprimat este pe cale de a fi extinsă în următorii doi ani la încă 15 mine.

La mina Kazimir a fost vizitată o instalaţie Armstrong şi s-a urmărit modul de tăiere cu ajutorul aerului comprimat, în două abataje frontale. Compresorul este instalat într-o cameră subterană; ca dimensiuni, el este mai mic decît un compresor Reşiţa de 25 m³/min. Compresorul are şase trepte şi produce aer comprimat la 840 ata. Transportul aerului comprimat de la compresor pînă la 20 m de abataj se face pe conducte subţiri de oţel special.

Procedeul de tăiere este simplu. Într-o gaură perforată în front, cu diametrul dublu faţă de acela al unei găuri pentru explozivi, se introduce un dispozitiv care declanşează expandarea aerului comprimat, în masivul de cărbune.

Numărul găurilor necesare pentru tăierea cu ajutorul aerului comprimat este mai redus decît acela perforat în vederea tăierii cu materiale explozive cu 30—50%. Efectul de rupere este bun. Adîncimea de tăiere adoptată este de 1,0— 1,2 m.

La mina Milowice, s-a vizitat staţia de dispeceri, o realizare tehnică de valoare deosebită.

Prin intermediul staţiei se urmăreşte, în mod permanent, desfăşurarea procesului tehnologic: funcţionarea utilajelor, situaţia aerajului, punctele importante din procesul de producţie, posibilităţile de producere a avariilor şi se menţine prin radio legătura cu punctele de comandă din subteran şi de la suprafaţă.

Utilajele a căror funcţionare se urmăreşte continuu sînt: maşinile de extracţie, pompele din staţiile principale, ventilatoarele centrifugale, transportoarele colectoare, care asigură evacuarea producţiei din abatajele frontale, şi instalaţiile de rambleu. Anumite semnale luminoase convenţionale indică funcţionarea precum şi intrarea în repaus a utilajelor mai sus precizate. Indicaţiile sînt nominale. O altă serie de semnale atrage atenţia dispecerului în momentul în care un utilaj (maşini de extracţie, pompe, ventilatoare centrifugale) funcţionează defectuos şi este pe cale de a se avaria.

Defectele utilajelor sesizate de instalaţiile staţiei de dispeceri sînt:

— supraîncălzirea băilor de ulei;

— defectarea de natură mecanică a rulmenţilor;

— suprasolicitarea părţii electrice a utilajului.

Staţia de dispeceri este prevăzută cu un model electric de aeraj. Dispecerul urmăreşte pe ecranele din faţa lui modul în care se efectuează aerajul minei. Pe schemele de aeraj ale minei, proiectate pe ecrane, semnalele convenţionale informează dispecerii asupra următoarelor situaţii:

— dacă prin anumite lucrări miniere circulă curenţi de aeraj a căror debite sînt mai mici decît limita inferioară admisă, sau mai mari decît limita superioară admisă;

— dacă anumiţi curenţi de aeraj au un conţinut în oxigen mai mic decît cel prescris de N.T.S.;

— dacă anumiţi curenţi de aeraj au un conţinut periculos de metan;

— dacă anumiţi curenţi au un conţinut de bioxid de carbon mai mare decît cel admis de N.T.S.;

— dacă în anumite construcţii miniere a apărut fum şi gaze de foc de mină;

— dacă uşile de aeraj sînt închise sau deschise.

Un alt aport al staţiei, realizat cu ajutorul posturilor de emitere şi recepţie de televiziune, este supravegherea funcţionării schipurilor, la nivelul de descărcare a vehiculelor şi supravegherea activităţii în punctele importante ale circuitului de la suprafaţă (staţii de sortare etc.).

În situaţiile în care procesul tehnologic nu se desfăşoară în condiţii normale, cînd se produc întreruperi sau cînd apar anumite pericole, dispecerul are posibilitatea să intervină cu multă operativitate, servindu-se de instalaţia de radio şi de o serie de dispozitive de comandă.

Dispecerul are posibilitatea să dea ordine şi să primească rapoarte prin radio din toate punctele de comandă din subteran şi de la suprafaţă.

În cazul producerii avariilor, ordinele şi rapoartele sînt înregistrate pe bandă de magnetofon.

Prin urmare, staţia de dispeceri de la Milowice controlează în amănunt procesul de producţie şi, în acelaşi timp, are un aport substanţial la creşterea securităţii personalului şi a zăcămîntului.

Concluzii

Pregătirea cadrelor de muncitori, tehnicieni şi ingineri se face în R.P. Polonă în mod temeinic şi la un nivel ridicat.

Instruirea muncitorilor este executată cu multă atenţie şi în condiţii care garantează însuşirea cunoştinţelor.

În R.P. Polonă, normele de tehnica securităţii sînt redactate pe profesiuni de muncitori, iar concepţia care stă la baza lor, reflectată în

repartizarea responsabilităţilor, asigură disciplina în procesul de producţie.

Urmărirea respectării N.T.S. se efectuează cu foarte multă promptitudine de către organe speciale din interiorul unităţilor miniere şi de către reprezentanţi ai Controlului (Oficiului) minier. Intervenţiile acestor organe de control sînt eficace.

Formele şi metodele de propagandă ale tehnicii securităţii sînt practice şi îşi ating scopul de educare şi stimulare a personalului subteran.

Industria carboniferă poloneză dispune de utilaje dintre cele mai moderne, cu ajutorul cărora procesul tehnologic, mult mecanizat, se desfăşoară în condiţii bune.

Vizita noastră de documentare în Silezia a fost deosebit de utilă. Ea ne-a dat posibilitatea să ne îmbogăţim cunoştinţele şi experienţa şi ne-a orientat în problemele pe care le-am cunoscut.

Considerăm că aplicarea în industria minieră din ţara noastră, a unora dintre măsurile luate în R.P.P. în legătură cu pregătirea cadrelor, instruirea muncitorilor, urmărirea respectării N.T.S., formele şi metodele de propagandă a tehnicii securităţii, vor avea consecinţe dintre cele mai favorabile.

INFORMAŢII

Realizări şi tendinţe în ramura extractivă a industriei energetice nucleare (II)

Ing. *S. TĂTARU*

Secţia cu tema metode de prospectare şi de prelucrare a minereurilor a început cu raportul reprezentantului A u s t r a l i e i asupra posibilităţilor de preparare a minereurilor australiene de thoriu. În această ţară thoriul este recuperat sub formă de subprodus bogat în ThO_2 din nisipurile de plajă exploatate pentru extragerea ilmenitului, rutilului şi zirconiului. Producţia de monazită obţinută din aceste nisipuri a crescut de la 670 t în anul 1961 la 1 527 t în anul 1963 şi se consideră că această cantitate este suficientă pentru a satisface cerinţele de aprovizionare cu thoriu a reactorilor nucleari care se află în studiu în Australia. Marea majoritate a acestor producţii a fost exploatată la preţul de 41,2 lire australiene pentru tona de produs conţinînd minimum 60 % ThO_2 + + TR_2O_3. Conţinutul de thoriu al acestor produse a variat între 5 şi 7 % ThO_2. Randamentul de extracţie al thoriului în concentrat a fost de minimum 80 %.

Prelucrarea chimică a concentratelor s-a făcut pe cale acidă, combinaţiile alcaline fiind mult mai scumpe în Australia. Se estimează că acest procedeu va permite valorificarea pămînturilor rare şi a sărurilor de sodiu, a căror valoare s-ar putea să depăşească valoarea thoriului extras.

Fluxul tehnologic original, verificat pentru monazita australiană, constă din următoarele : descompunerea monazitei cu soluţie 96 % H_2SO_4 la o temperatură de 220°C timp de trei ore, urmată de coprecipitarea sulfatului dublu de sodiu + pămînturi rare şi a sulfatului de thoriu în prezenţa unui oxidant, pentru a preveni precipitarea uraniului. Precipitatul se separă prin filtrare de soluţia de acid fosforic. Sulfaţii se transformă în hidroxizi, după care thoriul este leşiat selectiv şi dirijat la rafinărie. Se prezintă ca variantă utilizarea acidului clorhidric în locul celui sulfuric. Acest procedeu poate deveni competitiv din punct de vedere economic numai în cazul unei cereri ridicate de cloruri de pămînturi rare care rezultă ca subprodus [16].

Resursele de uraniu şi prelucrarea minereurilor uranifere în J a p o n i a au constituit obiectul comunicării profesorului *Oyama*. Cîteva zeci de iviri au fost detectate în zona cristalină a masivului japonez, însă ele nu au deocamdată importanţă economică. În schimb, zăcămintele epigenetice din roci sedimentare, ca cel de la Ningyo-tôge, se consideră de cea mai mare perspectivă şi eforturile principale în Japonia sînt dirijate spre prospectarea unor zăcăminte de asemenea tip. În mod frecvent acumulările uranifere se găsesc în conglomerate şi gresii. Rezervele totale de uraniu ale Japoniei se prezintă după cum urmează : 500 t U_3O_8 rezerve sigure cu un conţinut de 0,066 % U_3O_8, 570 t U_3O_8 rezerve probabile, cu un conţinut de 0,060 % U_3O_8 şi 900 t U_3O_8 rezerve posibile cu un conţinut de 0,065 % U_3O_8. Eforturile pentru detectarea acestor rezerve par a fi fost apreciabile, dat fiind condiţiile geologice ale Japoniei, puţin favorabile pentru formarea zăcămintelor uranifere. Mineralul principal din minereurile japoneze îl constituie ningyoitul — un fosfat hidratat de calciu şi uraniu.

Pentru separarea uraniului din minereurile sărace, savanţii japonezi au elaborat un procedeu original, constînd din următoarele : leşierea cu acid sulfuric la 100—120°C, urmată de spălarea uraniului dizolvat cu apă fierbinte ($\eta = 95\,\%$). Soluţia obţinută conţine 2—3 g/l U_3O_8 care este separat prin extracţia cu ajutorul trioctilaminei. În urma reextracţiei cu acid clorhidric se obţine clorura de uranil pură — combinaţie propice transformării în material fisil [17].

Comunicarea cu privire la rezultatele noi în prelucrarea minereurilor uranifere din U n g a r i a reprezintă o continuare a comunicării prezentate de către savanţii maghiari la conferinţa precedentă de la Geneva, cuprinzînd o trecere în revistă a ultimelor realizări în acest domeniu în R.P.U. Succese remarcabile în domeniul cercetării radiometrice au fost comunicate de către dr. *E. Szabo*. Procedeul cel mai indi-

cat pentru determinarea automată a greutății bucăților de minereu, în cazul minereurilor contraste, s-a dovedit a fi cel bazat pe foto-efect. Un aparat de acest gen a fost construit în R.P.U. încă din anul 1958, ulterior foto-elementele înlocuindu-se cu foto-rezistențele. Determinarea greutății cu ajutorul traductoarelor cu inducție a fost concretizată în construirea unui radiometru original, simplu și sigur în exploatare, aplicapabil și în cazul instalațiilor radiometrice subterane. Utilizarea lui a permis mărirea eficacității concentrării radiometrice cu 6%. Pentru determinarea greutății în cazul sortării radiometrice a fracțiunilor mici, rezultatele cele mai bune s-au obținut folosind traductoare dielectrice. Granulele de uraniu trec printre plăcile unui condensator, a cărui variație a capacității se măsoară cu ajutorul unei punți, integrîndu-se cu rezultatul măsurării cantității de uraniu din bulgări. Determinarea greutății permite mărirea eficacității sortării minereurilor cu contrast slab.

Lucrările speciale de cercetare au fost efectuate în scopul obținerii unei granulații optime a minereului care intră la sortarea radiometrică. Astfel s-a determinat influența diverșilor parametri de exploatare în subteran a zăcămîntului de uraniu din sedimentar (gresii), din R.P.U. S-a stabilit cu această ocazie că lungimea găurilor de împușcare nu influențează în mod apreciabil granulația minereului abatat, în timp ce cantitatea și natura explozivului utilizat, cît și metoda de exploatare, au un rol hotărîtor în obținerea unor clase de minereu la granulația dorită. Îmbunătățirea compoziției granulometrice a minereului a condus la creșterea indicelui de sortare cu 5—10%.

Un alt ciclu de cercetări a avut ca obiect reducerea pierderilor de uraniu în sterilele leșierii cu acid sulfuric a minereurilor conținînd 6—12% carbonați, sub formă de dolomită. Conținutul minim de uraniu în aceste reziduuri s-a dovedit a fi 0,008—0,009%, majoritatea pierderilor găsindu-se sub formă de coprecipitat cu ghipsul. Flotația prealabilă constituie procedeul cel mai eficace de reducere a acestor pierderi prin împărțirea materiei prime în două fracțiuni — una carbonatată și una silicatată — care urmează să fie prelucrate separat. Cheltuielile legate de flotație sînt apropiate de cantitatea de uraniu recuperată suplimentar.

Uraniul din soluțiile de la leșiere este absorbit pe un anionit și eluat cu ajutorul unor soluții clorhidrice. Un număr de 18 solvenți organici au fost încercați pentru extracția uraniului din eluat. Reextracția cu ajutorul unui amestec 0,4 NH_4HCO_3 + 0,2 N $(NH_4)_2CO_3$ a permis obținerea unor combinații de puritate nucleară. Utilizînd procedeele comune, savanții maghiari au obținut pelete de UO_2 pur, avînd o densitate egală cu 95% din cea teoretică.

Pornind de la observația că produșii disocierii termice a uranaților precipitați la diverse valori ale *p*H-ului se comportă diferit în procesul de obținere a combustibilului nuclear pe bază de UO_2, s-au studiat condițiile de formare și de disociere termică a trioxidului de uraniu hidratat și a uranatului de amoniu. Cercetările s-au efectuat folosind o metodică originală și un aparat construit special în acest scop — derivatograful [18].

În Republica Federală Germană lucrările de prospectare a uraniului, subvenționate de către stat, au cunoscut o intensitate relativ mare în anii 1958—1959, dar pînă în prezent nu au fost găsite zăcăminte mari de uraniu.

Cercetările geofizice au fost făcute cu ajutorul scintilometrelor prin metode terestre și aeriene (helicoptere și avioane). Pentru lucrările geochimice de cercetare s-a folosit intens analiza apelor și a solului, punîndu-se la punct în acest scop

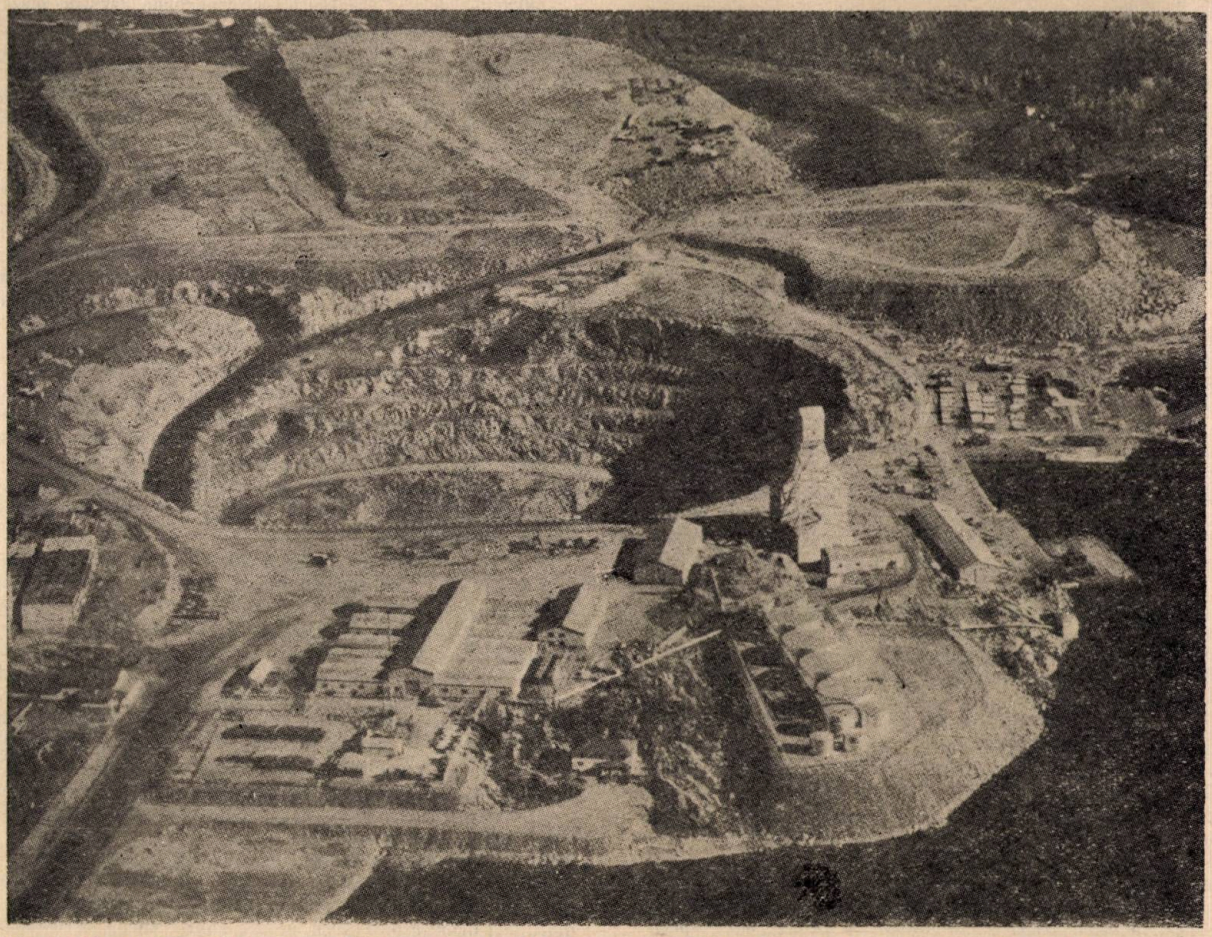


Fig. 1. Mina și uzina de prelucrare hidrometalurgică Gunnar de pe malul lacului Athabaska (provincia Saskatchewan — Canada). Se vede exploatarea la zi a minereului uranifer, uzina cu capacitate de 1 800 t/24 h, și o parte din colonie.

o metodă rapidă pentru determinarea conținuturilor mici de uraniu. Un laborator mobil a fost amenajat pe un camion de 4 t care permite să se efectueze 90 de analize zilnic în condiții de teren de către un specialist și un muncitor necalificat. Lucrările au pus în evidență un filon foarte bogat (1—1,5% U_3O_8) la Mezenschwand în Pădurea Neagră, a cărui rezervă se estimează la 1 000—3 000 t U_3O_8.

O uzină de prelucrare hidrometalurgică a fost construită la Ellweiler în anii 1958—1959, fiind dată în exploatare în anul 1960. Minereul este lesiat cu acid sulfuric, uraniul din soluție fiind adsorbit pe o rășină puternic alcalină. Eluția se face cu soluții de acid azotic, din eluat extrăgîndu-se uraniul cu tributilfosfat. Reextracția se face cu apă acidulată cu HNO_3, obținîndu-se o combinație de puritate nucleară [19].

La Kalna, în sud-estul Iugoslaviei a fost construită o instalație pentru prelucrarea minereurilor proprii de uraniu pînă la bioxid de uraniu. Minereurile sînt supuse lesierii cu soluții de carbonat și bicarbonat de sodiu, obținîndu-se, după o dublă filtrare, soluție limpede de uraniltricarbonat cu 0,50—0,79 g/l U. Parametrii optimi pentru lesierea minereurilor iugoslave sînt următorii: temperatura 150°C presiunea 15 at concentrația 30 g/l Na_2CO_3 și 10 g/l $NaHCO_3$. Din soluțiile obținute, în prezența unui catalizator, se precipită cu hidrogen tot bioxidul de uraniu, utilizat sub formă de frite. În aceste condiții s-a obținut un bioxid de uraniu tehnic, conținînd 72—75% U, 2,3% SiO_2, 1,1% Zr, 2% Na_2O, 1,5% CaO, precum și urme din alte impurități.

Procedeul elaborat în R.S.F.I. reprezintă o dezvoltare originală a precipitării metalelor cu hidrogen din soluții, elaborat și pus la punct în Canada pentru nichel, cobalt și cupru. Autorii menționează că reducerea cu hidrogen a uraniului este mai avantajoasă decît schimbul ionic pe rășini, lucru care pare normal, întrucît pentru obținerea bioxidului de uraniu din soluții se consumă doar energia electrică necesară electrolizei apei, în timp ce procedeul cu schimbători de ioni este mai complicat și necesită materiale deficitare [20].

Pe teritoriul R.S.F.I. au fost descoperite recent cîteva zăcăminte de uraniu în vulcanitele terțiare din Macedonia de nord-est, într-o zonă cunoscută pentru zăcămintele sale de plumb și zinc. Această zonă, cu o suprafață de circa 1 500 km², este caracterizată prin unele contraste — formații vechi cristaline, îndeosebi de vîrstă paleozoică cu vulcanite și formațiuni sedimentare-terțiare. Un număr de zăcăminte de plumb, zinc și cupru au fost descoperite în această regiune pe lîngă zăcămintele de uraniu. Cele mai numeroase și mai rentabile sînt zăcămintele de plumb și zinc, această regiune fiind a doua în Iugolsavia în ceea ce privește producția de plumb și zinc. Ivirile de uraniu sînt foarte adesea localizate în interiorul filoanelor de plumb-zinc dar ele formează și zăcăminte separate. Această regiune a început să prezinte un interes deosebit abia după ce în anul 1962 cînd, în urma unor prospecțiuni aeriene sistematice, s-au descoperit zăcămintele de uraniu de la Zlatoska Reka, Spancevo și Latisnika. Cel mai important din aceste zăcăminte este primul, totalizînd o rezervă de 400 000 t minereu la un conținut mediu de 0,15% U_3O_8. Principalul mineral uranifer este pechblenda, dar au fost de asemenea identificate o serie de minerale secundare în zona oxidată a zăcămîntului: autunitul, kasolitul și uranofanul. Pînă în prezent a fost explorată numai o porțiune limitată a zonei mineralizate, dar existența în apropiere a unor ocurențe similare poate permite să se tragă concluzia că noi corpuri mineralizate pot fi descoperite în această regiune. Zăcămintele de la Spancevo și Latisnika, mai mici ca suprafață și rezerve, au un conținut de uraniu foarte variabil — de la cîteva sutimi de procent pînă la peste 1% U_3O_8.

Cele mai importante iviri de uraniu, legate de mineralizarea de plumb-zinc, sînt localizate în mina de plumb și zinc Zletovo. Aici, în unele părți ale filoanelor de sulfuri, apare pechblenda cu minerale obișnuite din parageneza plumb-zinc.

Se consideră că zăcămintele de uraniu descoperite sînt în legătură cu activitatea post vulcanică hidrotermală și au fost formate în structuri mai noi, într-o fază separată, după ce zăcămintele de plumb și zinc erau deja formate. Mineralizația uraniferă reprezintă faza finală a activității metalogenetice din această regiune [20].

În Portugalia există experiență îndelungată în tratarea hidrometalurgică a minereurilor radioactive, această țară fiind în trecut unul din producătorii de radiu. Se pare însă că în momentul de față nu există în Portugalia zăcăminte apreciabile de uraniu. Instalația semimobilă, adecvată tocmai pentru zăcăminte mici, a fost pusă în funcțiune în mai 1962 și prelucrează zilnic 35 t minereu cu 0,17% U_3O_8. Ea a costat circa 59 mii dolari și se apreciază că 75% din această sumă este investită în utilaj mobil, ușor transportabil la o altă mină. Fluxul tehnologic al instalației este axat pe schema acidă cu schimbători de ioni, obținîndu-se în final un concentrat de diuranat de sodiu cu 60% U. Randamentul de extracție al instalației este de 75%.

O realizare originală au prezentat cercetătorii portughezi — instalație hidrometalurgică semimobilă de capacitate mică pentru tratarea minereurilor uranifere la gura minei. În aceste instalații se prelucrează minereurile din zăcăminte mici, cu rezerve totale de 10—15 t metal, transportul cărora ar fi neeconomic [21].

În comunicarea „Oxidarea heterogenă a UO_2 și procesele de lesiere a uraniului în soluții acide" prezentată de delegația U. R. S. S., s-a expus o serie de concluzii de ordin teoretic, referitoare la oxidarea uraniului în timpul lesierii cu acid sulfuric în prezența diverșilor oxidanți: acidul azotic, bioxidul de mangan, ionul Fe^{3+} etc. Rezultatele stabilite sub formă de ecuații au fost confirmate prin date experimentale, minuțios puse la punct. Comunicarea a stîrnit o serie de discuții interesante care nu au putut fi însă finalizate, autorii comunicării nefiind prezenți la conferință [22].

Cînd, în anul 1958, producția de uraniu a S. U. A. a depășit necesitățile, guvernul a limitat cumpărarea acestui material, ceea ce a condus practic la încetarea lucrărilor de explorări geologice, a spus raportorul american *J. W. Gabelman*, șeful serviciului rezerve din diviziunea pentru materie primă a Comisiei pentru energie nucleară din S.U.A. Ritmul actual al producției poate fi asigurat din zăcămintele existente, pînă prin anul 1970, cînd va expira programul guvernamental actual de achiziții pentru uraniu. Cu toate acestea, creșterea rapidă a cererilor pentru uraniu ca material energetic, care se prevede pentru anul 1970 și mai tîrziu, impune necesitatea descoperirii unor noi provincii uranifere, pe lîngă cele existente. Se prevede că și pe viitor forajul de explorare va rămîne singurul procedeu sigur prin care se va putea determina existența unor zăcăminte uranifere de adîncime. În ultimul timp calitatea carotelor a fost îmbunătățită simțitor prin adăugare de latex lichidului de foraj. Aceasta permite obținerea de carote întregi din rocile cele mai friabile. Metodele geofizice și geochimice vor fi și pe viitor un mijloc auxiliar foarte prețios, dar alegerea regiunilor de prospectare pe viitor va trebui să se bazeze pe aprecierea factorilor geologici generali pentru a reduce rolul hazardului în prospectarea uraniului. Din această cauză este necesar să se cunoască ciclul geochimic al uraniului, sursele și condițiile geologice care favorizează concentrarea lui.

În Statele Unite ale Americii 95% din rezervele cunoscute de uraniu sînt localizate în gresii. Deși structurile geologice ale acestor zăcăminte sînt bine cunoscute, sursele de uraniu, căile și condițiile lui de migrare, cît și evoluția lui geochimică — factorii cei mai importanți în alegerea zonelor de prospectare — au rămas necunoscuți. Pentru zăcămintele mari de uraniu, cantonate în gresii, este caracteristică tendința de localizare în partea exterioară a suprafețelor sau regiunilor mineralizate. Pînă în prezent nu au fost detectate zăcăminte apreciabile de uraniu împreună cu minereurile altor metale, de asemenea nu au fost găsite zone purtătoare de uraniu independente de zonele purtătoare de alte metale. Se poate deci trage concluzia că procesele de formare a zăcămintelor sînt legate într-un mod oarecare. Probabil că în perioada cînd soluțiile minerale ating zona temperaturilor joase, la adîncimi mici și care constituie o zonă care favorizează formarea de depuneri uranifere în gresii, aceste soluții încep să se comporte ca simple ape freatice. Uraniul migrează în special sub formă de uranilcarbonat, sau de sulfat de uranil, și depunerea lui este condiționată de reducerea de la forma hexavalentă la cea tetravalentă, în prezența substanțelor organice care se găsesc totdeauna în gresii. În forma hexavalentă uraniul este insolubil și se depune sub formă de uranit și cofinit. Aceste minerale constituie „mineralele negre" din principalele zăcăminte ale Statelor Unite. Sub acțiunea agenților atmosferici sau a apei are loc reoxidarea uraniului la uranil; acesta formează combinații complexe cu anioni anorganici care, fie circulă

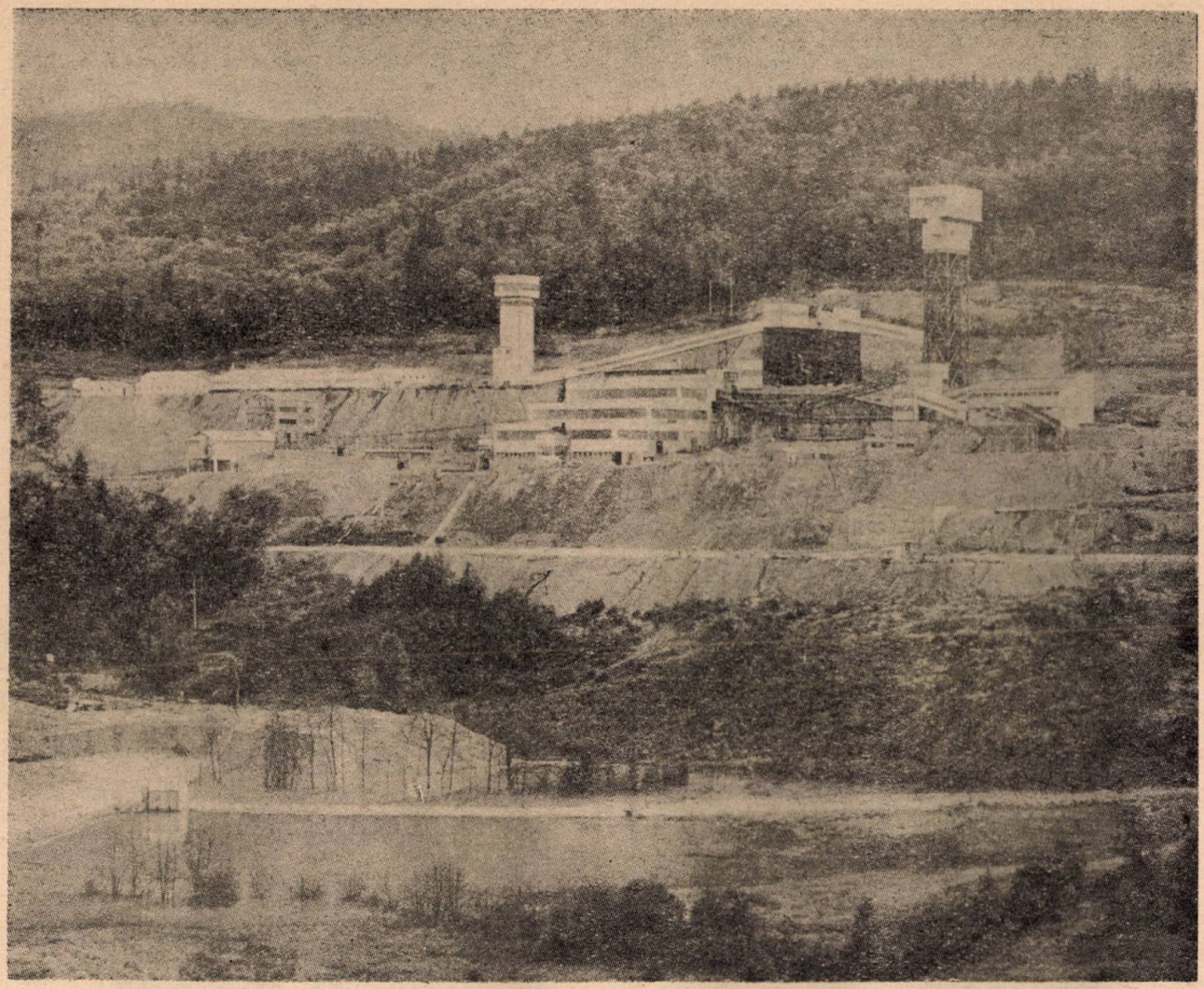


Fig. 2. Mina și uzina de la Bois-Noirs (departamentul Loire-Franța).

cu apele freatice, fie se depun sub formă de vanadați — carnotită și tioiamunită care constituie principalii componenți ai zăcămintelor de uraniu de pe platoul Colorado. Mai rar uraniul formează componenți cu anionii fosforic, silicic, arsenic ș. a. conducînd la minerale secundare, dar nici unul din aceste minerale nu a căpătat răspîndirea și importanța uraniului, cofinitului sau a vanadaților de uraniu.

Substanțele organice, foarte răspîndite în gresii, au un rol dublu: adsorb și reduc uraniul și servesc ca mediu pentru bacteriile anaerobe ce produc H_2S care precipită și reduc uraniul. Toate zăcămintele mari din S.U.A. — Ambrosia Lake și Laguna (New Mexico), Gas-Hills (Wyoming) și Big Indian Wash (Utah) s-au format prin precipitare cu sulf din hidrogenul sulfurat bacteriogen.

Se poate observa o influență a reliefului în toate acumulările importante de uraniu din S. U. A. Conform datelor de care se dispune în prezent, precipitarea uraniului de-a lungul văilor accesibile soluțiilor uranifere s-a făcut sub acțiunea gravitației în locurile unde mediul a favorizat reducerea și depunerea uraniului. Datorită acestor factori, zonele cu cea mai mare probabilitate a mineralizațiilor de uraniu se găsesc în apropierea sau de-a lungul zonelor submontane, legate de formații în domeniul temperaturilor joase. Asemena zone pot fi considerate deosebit de favorabile în ce privește perspectivele de detectare a noi provincii uranifere în bazinul Tokan din Brazilia, cît și în bazinul terțiar — cretacic din nord-estul acestei țări, din zona sub- și intramontană din Peru, Columbia și Argentina, de-a lungul Anzilor, în Australia, între Atlasul Mare și Atlasul Sudic, din nordul Africii în lanțurile Hercinice și Himalaene din Europa și Asia și, de asemenea, în Sahara și Canada [23].

În Republica Sud Africană s-a pus în funcțiune o instalație pilot pentru fabricarea tetrafluorurii de uraniu, cu o capacitate de 100 t anual, din uranofluorura de amoniu, prin calcinare în pat fluidizat în atmosferă de azot. Instalația este prevăzută cu un sistem de recuperare a fluorurii de amoniu din gazele evacuate și cu un sistem de recircuitare a azotului [24].

★

Organizarea celei de-a III-a Conferințe Internaționale pentru utilizarea pașnică a energiei nucleare constituie o expresie a încrederii și a speranțelor pe care omenirea le pune în această energie. Domeniile de activitate și preocupările științei și tehnicii nucleare au devenit însă în ultimul timp atît de vaste și de variate încît este puțin probabil că se va mai putea organiza o conferință internațională de asemenea amploare la care să se poată discuta toate aspectele problemei energiei nucleare. Această părere a fost, de altfel, menționată în mod expres de către delegatul american I. Rabi. Probabil că pe viitor se vor organiza conferințe internaționale la care se vor discuta probleme legate de specificul unor domenii înguste ale industriei energiei nucleare. În ce privește domeniul care constituie obiectul cercetărilor celor mai intense ce se execută în momentul de față — reactorii nucleari — nu se poate spune care este tipul de reactor de cea mai mare perspectivă, sau la care tip de reactor se va renunța în viitor. Această concluzie a fost trasă de savantul american Seaborg, șeful delegației S.U.A. în ședința de închiderea a Conferinței de la Geneva.

În ceea ce privește ramura extractivă, reducerea activității în acest domeniu, care a început prin anii 1959—1960, a permis specialiștilor să facă o analiză a activității de pînă acum și să sistematizeze rezultatele obținute. În lumina acestor rezultate se pot trage următoarele concluzii :

Zăcămintele de uraniu sînt în majoritatea lor localizate în formațiuni sedimentare. Pe baza cunoștințelor de pînă acum

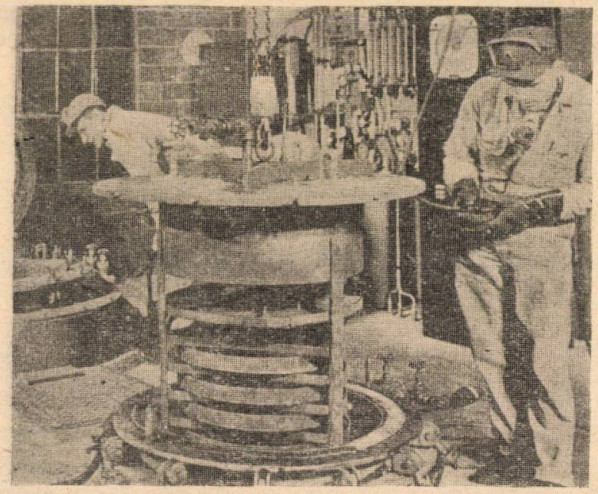


Fig. 3. Concentratul chimic (diuranatul de amoniu) este introdus în cuptor pentru reducerea la bioxid de uraniu.

se poate considera că găsirea de zăcăminte mari de uraniu, în alte formațiuni decît sedimentare, ar fi o excepție.

Ca metode de prospectare și explorare a zăcămintelor de uraniu se observă o creștere a ponderii metodelor geochimice și geofizice generale, altele decît radiometria care, pînă de curînd, era folosită aproape în exclusivitate. Cu toate că s-au făcut eforturi considerabile în domeniul fundamentării științifice a organizării cercetărilor geologice în zone noi, de perspectivă, nu au putut fi obținute încă rezultate care să excludă rolul hazardului în detectarea acumulărilor de uraniu.

Minereurile uranifere extrase din exploatările miniere sînt prelucrate în țările respective cu obținere de concentrate sau de materiale fisile. Instalații mai mici, semiindustriale, se găsesc în toate țările care au rezerve de ordinul sutelor de tone de uraniu, în timp ce în țările cu rezerve sigure de ordinul miilor de tone de uraniu, există sau se construiesc instalații industriale de prelucrare. Se apreciază că existența acestor instalații a contribuit mult la creșterea rezervelor de uraniu.

Realizări remarcabile au fost obținute și în domeniul tehnologiei. Aceste realizări au condus la ieftinirea unor procese ca leșierea, sorbția, extracția cu solvenți etc. Desăvîrșirea acestor procese a dus și la lărgirea bazei de materii prime uranifere. Se consideră deosebit de favorabilă eluția rășinilor direct cu solvent organic, cumulîndu-se astfel într-o singură fază două procese care anterior se efectuau separat.

În momentul de față, obținerea de combinații de puritate nucleară direct în faza hidrometalurgică, se pare că nu prezintă dificultăți deosebite și acest lucru se realizează în mai multe țări.

Thoriul începe să prezinte din ce în ce mai mult interes ca material fisil și lucrările de cercetare pentru acest metal se efectuează în paralel cu cercetările pentru uraniu.

La fel ca și conferințele precedente, rezultatele celei de-a III-a Conferințe Internaționale de la Geneva vor aduce un aport considerabil la găsirea de căi noi și la intensificarea lucrărilor de valorificare a resurselor nucleare mondiale în scopuri pașnice.

Energia nucleară, folosită inițial ca mijloc de distrugere, este singura care poate satisface necesitățile din ce în ce mai mari de energie ale civilizației umane. În acest sens întîlnirea de la Geneva a specialiștilor și savanților din lumea întreagă pentru utilizarea energiei nucleare în scopuri pașnice este un eveniment constructiv. Este evident că, cu cît acești specialiști se vor întîlni mai des, comunicîndu-și reciproc rezultatele obținute în cercetările lor, cu atît mai repede se va putea rezolva problema utilizării energiei nucleare în scopuri pașnice.

LISTA REFERATELOR CITATE

[1] *Les besoins mondiaux en énergie et le rôle de l'énergie nucléaire, en particulier dans les pays en voie de développement.* H. J. Bhabha și M. Dayal (India).

[2] *L'Energie nucléaire au Royaume Unit.* Sir William Penney (Anglia).

[3] *Le programme nucléaire français.* J. Cabanius și J. Horowitz (Franța).

[4] *Besoins futurs en énergie et le rôle de l'énergie nucléaire* G. F. Tape ș. a. (S.U.A.).

[5] *Tendances du développement de l'énergie nucléaire* en *U.R.S.S.* N. M. Sinev ș. a. (U.R.S.S.).

[6] *Nécessité de l'utilisations d'énergie nucléaire et le programme de developpement au Japon.* Comisia pentru energia nucleară (Japonia).

[7] *Pourquoi continuer à chercher de l'uranium.* J. Mabile și A. Gangloff. (Franța).

[8] *Depot de Mounana au Gabon* (Gabon).

[9] *Le développement de l'énergie nucléaire par rapport aux réserves de matiéres fissiles.* J. C., van Staveren și J. J. Went (Olanda).

[10] *L'uranium en Espagne : situation actuaelle et perspectives* V. Membrillera ș. a. (Spania).

[11] *Aperçus sur les dépots d'uranium et de thorium en Inde.* K. L. Bhola ș. a. (India).

[12] *Ressources canadiennes d'uranium et de thorium.* J. W. Griffith și S.M. Roscae (Canada).

[13] *Ressources en combustible et disponibilité pour l'énergie nucléaire civile, 1964—2000* R. L. Faulkner și W. N. Mc. Vey (S.U.A.).

[14] *Ressources et possibilités uranifères en Argentine.* C. T. Friz și P. N. Stepanicik (Argentina).

[15] *Approvisionnement en combustibles nucléaires. Programme et réalisation au Brésil.* E. Tavora (Brazilia).

[16] *Une nouvelle technique d'enrichissement à partir des ressources australiénnes de thorium.* A. W. Wylie și E. S. Polkington (Australia).

[17] *Les ressources d'uranium et le traitement de minerais d'uranium au Japon* (Japonia).

[18] *Recherches sur le traitement des minerais d'uranium en Hongrie.* E. Szabo ș.a. (R.P.U.)

[19] *Prospection et traitement des minerais d'uranium dans la République Federale d'Allemagne ; progrés, des methodes et nouveau résultates.* H. Closs (R.F.G.).

[20] *Applications industrielle de la précipitation catalytique de l'uranium.* Bunji B. ș a (R.S.F.I.).

[21] *Traitement chimique de minerais d'uranium à proximité des mines, dans une installation semimobile.* J. Freire de Andrada ș.a. (Portugalia).

[22] *Cinetique de l'oxydation homogene et hétérogéne de l'uranium tetravalent et procedes de lixiviation en solution acide.* E. A. Kanevski ș. a. (U.R.S.S.)

[23] *Application de concepte geologiques en vue de l'exploration de l'uranium.* R. D. Niniger ș. a. (S.U.A.).

[24] *Production de tetrafluorure d'uranium par calcination de fluorure d'ammonium uraneux dans une cauche fluidifiée.* R. E. Robinson ș. a. (Republica Sud Africană).

Recenzii

Rebreanu, P. şi Duport, Gh. **Susţinerea şi rambleierea lucrărilor miniere.** Ed. tehnică, Bucureşti, 1964.

Pe linia modernizării continue a minelor noastre şi a introducerii tehnicii noi, o problemă importantă o constituie modernizarea susţinerii miniere, astfel încît cu mijloace economice să se poată introduce o mecanizare avansată, în condiţii de securitate deplină a muncitorilor.

În acest sens, apariţia unei lucrări care tratează problema susţinerii şi rambleierii lucrărilor miniere este binevenită.

În prima parte a lucrării se tratează susţinerea lucrărilor miniere de deschidere, în partea a doua — susţinerea abatajelor şi în ultima parte — rambleierea lucrărilor miniere.

În primele două capitole ale părţii I se sintetizează principalele teorii legate de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi calculul presiunilor în lucrările miniere de deschidere.

Capitolele sînt însoţite de exemple de calcul care ajută atît la înţelegerea metodelor recomandate, cît şi la aplicarea lor practică.

În capitolul al treilea se descriu materialele folosite pentru susţinere, începînd cu cele clasice şi terminînd cu materialele moderne cum ar fi oţeluri speciale şi materiale plastice. Partea tratînd despre cimenturi şi betoane este dezvoltată mai amănunţit fiind un îndrumător de preţ în conducerea lucrărilor de betonare.

Capitolele principale ale primei părţi tratează susţinerea galeriilor, suitorilor, planelor înclinate şi a puţurilor.

Se descrie succint susţinerea în lemn, tratîndu-se în continuare, pe larg, susţinerea metalică şi cu zidărie.

Partea cuprinzînd susţinerea metalică are la bază o bibliografie actuală şi tratează tipurile de susţinere cele mai răspîndite, care au fost verificate în practică şi confirmate drept cele mai corespunzătoare.

Susţinerea cu zidărie (monolit şi bolţari) este analizată la fel de amănunţit, pentru modurile de susţinere clasice, inclusiv susţinerea prin torcretaj.

Mai puţin detaliat este descrisă susţinerea cu beton pompat, deşi aceasta constituie o metodă modernă, de mare productivitate, foarte indicată pentru lucrările de deschidere de lungime mare. În ţara noastră s-a acumulat deja experienţă în acest domeniu, la betonarea lucrărilor principale de la hidrocentrala Gheorghe Gheorghiu-Dej, cum şi prin experimentări la unele exploatări miniere, în colaborare cu ICEMIN.

Susţinerea puţurilor cu zidărie constituie partea principală a capitolului tratînd problema susţinerii puţurilor.

Se redau calculele uzuale pentru determinarea grosimii susţinerii, reţetele pentru prepararea betonului, tehnologiile de lucru.

Remarcăm insuficienta tratare a unei metode moderne şi de mare productivitate: betonarea puţurilor cu ajutorul cofrajelor glisante, deşi această metodă a început să se aplice la noi. Astfel, pînă în prezent, în Valea Jiului s-au betonat trei puţuri prin această metodă, obţinîndu-se rezultate remarcabile (peste 60 m puţ săpat şi susţinut pe lună faţă de realizările curente de 16—18 m pe lună).

În ultimul capitol al primei părţi este tratată susţinerea intersecţiilor de galerii, a racordărilor dintre rampe şi puţuri, dintre galerii şi suitori, susţinerea camerelor şi alte susţineri speciale.

Partea a II-a a lucrării începe cu fundamentarea teoretică a problemelor susţinerii din abataje. Se amintesc ipotezele principale care stau la baza calculelor presiunii rocilor în condiţiile din abataje.

Capitolul al doilea are ca obiect susţinerea cu pilieri abandonaţi, dîndu-se principiile de calcul şi domeniile de aplicare.

În capitolele următoare ale părţii a II-a se descriu metodele cunoscute de dirijare a presiunii în abataj, tratîndu-se apoi în amănunt susţinerea în lemn, susţinerea metalică cu stîlpi hidraulici şi, în mai mică măsură, susţinerea mecanizată mobilă.

O amploare deosebită este acordată susţinerii metalice, atît aub aspect teoretic, cît şi practic.

În ultima parte a lucrării se descriu materialele de rambleiere uzuale şi metodele de rambleiere cunoscute.

Se insistă asupra rambleierii hidraulice şi pneumatice ca metode princiaple, cu largă aplicare. Problema este analizată atît sub aspectul teoretic cît şi sub cel practic. Se dau exemple de instalaţii de rambleiere moderne.

Este suficient dezvoltat şi capitolul despre rambleierea mecanică, descriindu-se utilajele folosite şi modul de organizare a lucrului. Lucrarea cuprinde şi consideraţii tehnico-economice care permit o orientare în alegerea metodelor optime de susţinere.

Considerăm că ar fi fost utilă o mai bogată exemplificare legată de experienţa acumulată în ţară cu diverse tipuri de susţinere şi metode de lucru; comparaţii economice bazate pe experienţa din ţară ar fi fost mai edificatoare.

În ansamblu, lucrarea este utilă, sintetizînd cunoştinţele legate de susţinerea şi rambleierea lucrărilor miniere în subteran.

Lucrarea poate fi folosită de inginerii şi tehnicienii minieri, de studenţii Institutului de mine, precum şi de elevii şcolilor de maiştri.

Ing. V. Iuşan

DOCUMENTARE

TEHNICA MINIERĂ

Kuzneţov, V. M. **Folosirea transportului cu locomotive şi cu transportoare în mine.** Ugol Ukrainî, nr. 10, 1964, p. 31—32.

Se analizează transportul subteran cu vagonete de diferite capacităţi, în condiţiile exploatării zăcămintelor de cărbune. Se stabilesc parametrii de cost ai transportului cu locomotive şi cu transportoare, luîndu-se în considerare cheltuielile de

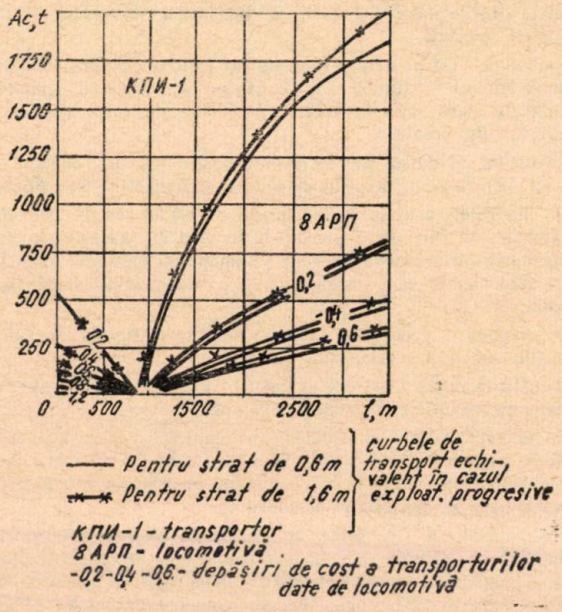


Fig. 1

investiţii, de exploatare şi de întreţinere a galeriilor de transport.

Ţinînd seamă de producţia zilnică, lungimea medie de transport, mijloacele folosite la transport, metoda de exploatare, grosimea stratului etc., se construiesc curbele de cost egal a transportului cu locomotive şi cu transportoare (fig. 1). Dacă valorile producţiei zilnice şi lungimii căii de transport dau un punct care se află pe curbă, atunci folosirea ambelor feluri de transport este echivalentă. În graficele prezentate sînt trase şi curbele care arată diferenţele de cost între cele două feluri de transport.

Kalinicenko, V. F., Kozlik, V. I., Soviak, M. I. ş.a. **Aparataj nou de comunicare pentru extracţia prin puţuri.** Gornîi Jurnal, nr. 10, 1964, p. 57—59.

În vederea obţinerii siguranţei mărite, eliminării semnalişti-lor şi accelerării lucrărilor de refacere în cazul avariilor şi reparaţiilor din puţ, autorii au propus şi au contribuit la construirea aparatajului care face legătura între mecanicul de la maşina de extracţie şi vasele de extracţie în mişcare şi staţionare prin racordarea inductivă sau galvanică a staţiilor de comunicare prin cablul de extracţie.

Aparatajul SVS-2 se compune din dispozitive cu semiconductori pentru care s-au folosit generatorii de frecvenţă oscilantă cu gama de deviaţie a frecvenţei practic suficientă pentru asigurarea semnalizării clare din orice punct al puţului.

În complexul aparatajului intră receptor-emiţător, cu ansamblul electric respectiv din colivie, şi receptorul-emiţător de la maşina de extracţie.

Sursele de alimentare electrică — în casa mecanicului de la două acumulatoare ZSKNP-10 cu încărcare permanentă de la reţeaua de 110 sau 220 V şi în colivie — de la acumulatorul ZSKNP-10.

Comunicaţia funcţionează după principiul simplexului bilateral.

Receptorul-emiţător de la mecanicul maşinii de extracţie se compune din amplificator de frecvenţă joasă, generator şi detector diodic; în cazul emisiei semnalizării, amplificatorul de joasă frecvenţă îndeplineşte funcţia de modulator. În cazul recepţiei semnalelor, detectorul diodic şi amplificatorul de joasă frecvenţă îndeplinesc funcţia de receptor.

Cuplarea se face prin acţionarea întreruptorului basculant, iar trecerea de la recepţie la transmitere — prin butonul de la receptor.

Aparatajul SVS-2 este introdus la cinci instalaţii de extracţie de la minele bazinului Krivoi Rog.

Kazanţev, A. V. şi Etingov, S. I. **Sarcina ce revine pe o ancoră de susţinere în cazul metodei de exploatare cu camere şi stîlpi.** Gornîi Jurnal, nr. 11, 1964, p. 31—36.

Autorii expun rezultatele studiului făcut în abatajele camere de la minele de bauxită din nordul Uralului şi felul repartiţiei sarcinilor asupra ancorelor de susţinere a unui abataj cameră de experimentare.

Folosind ancore cu închizători cu pană de diferite lungimi (de la 1,8 pînă la 2,5 m) şi cu diametrul de 22 m, comportarea lor în diferite stadii de extragere a minereului din camere a fost observată cu dinamometre şi dispozitive optice RVP-456, pentru urmărirea desprinderilor care s-au produs în rocile ancorate.

Se prezintă grafice care indică variaţia sarcinilor asupra ancorelor de măsurare şi vitezele maxime de tasare a tavanului.

Variaţia sarcinilor pe ancoră, în funcţie de vitezele de deplasare a coperişului, se desfăşoară în 5 perioade:

— în prima perioadă către sfîrşitul extragerii unui abataj cameră, viteza de deplasare a coperişului în centrul camerei a atins 0,67 mm/zi;

— în perioada a doua sub acţiunea sarcinilor crescînde se produce alunecarea închizătorului, sarcinile scad brusc, măresc crăpăturile existente şi se formează crăpături noi;

— perioada a treia decurge fără schimbarea pronunţată a sarcinilor;

— în perioada a patra creşterea vitezei de deplasare pe verticală a fost urmată de o creştere lentă a sarcinilor, iar micşorarea vitezei a fost caracterizată prin stabilizarea sarcinilor ca apoi din nou să se constate creşterea acestora;

— în perioada a cincea observaţiile au fost întrerupte din motive de securitate a muncii.

S-a mai indicat că una din cauzele periodicităţii deplasărilor coperişului este solicitarea neuniformă a ancorelor şi regruparea repartizării sarcinilor.

Skolnikov, A. D. **Încercări industriale a unui sistem tehnic pentru conducerea operativă a lucrărilor din carieră.** Gornîi Jurnal nr. 11, 1964, p. 58—61.

Pentru rezolvarea raţională a conducerii operative a lucrărilor din carieră, eliminînd timpii morţi din procesul de producţie, din care 15—20% provin din cauza greşelilor serviciului de dispecerizare, şi pentru îmbunătăţirea folosirii maşinilor

de excavare și de transport, laboratorul de automatică și telemecanică al Institutului de mine din Leningrad a efectuat cercetări în legătură cu conducerea operativă a procesului de producție cu ajutorul mașinilor de calculat.

Sistemul care conduce operativ lucrările carierei trebuie să cuprindă o serie de agregate, a căror funcționare trebuie să fie armonizată în timp și în spațiu.

Sistemul de conducere operativă se compune din trei ansambluri: pupitrul dispecerului cu mnemoschemă, mașina de calculat și aparate pentru transmiterea informațiilor.

Procesul principal, care trebuie să fie operativ dirijat pentru lucrările din cariere, este un proces tehnologic unic, care cuprinde operațiile de tăiere și transport.

Pe baza informațiilor primite de la locurile de lucru despre diferitele faze ale procesului, mașinile de calculat, pe baza situației din mnemoschemă, indică soluțiile necesare cu maximum de eficiență a organizării procesului de producție și de transport.

În concluzie se precizează că:

— sistemul de conducere operativă a proceselor tehnologice din cariere cu ajutorul mașinilor de calculat este eficient;

— munca dispecerului pentru dirijarea proceselor de tăiere și transport în cariere este într-o măsură oarecare mecanică și poate fi cu succes îndeplinită de mașina de calculat;

— folosirea sistemului tehnico-matematic de conducere operativă de tipul „Sovetcik" nu este scumpă și se amortizează în timp scurt;

— mașinile de calculat care conduc direct procesele tehnologice au eficiența mai ridicată.

Pentru aceasta este necesară amenajarea carierelor cu sistemul SCB (semnalizare, centralizare și blocare) și aparataj sigur de transmitere automată a informațiilor.

Bratișko, A. S. **Alegerea locului de amplasare a galeriilor de aeraj în cazul metodei de exploatare în retragere.** Ugol, nr. 1, 1965, p. 13—19.

Se expun rezultatele studiului făcut la minele din raioanele Krasnoarmeisk și Donețk din bazinul Donețk în legătură cu alegerea variantelor de amplasare a galeriilor de aeraj în cazul exploatării unui strat de 1,3 m grosime prin metoda cu front lung și în retragere.

Materialul statistic de la diferite mine, precum și calculul matematic, rezolvînd ecuațiile de regresie, permit să se determine varianta optimă de amplasare a galeriilor de aeraj.

Goncearenko, D. I., Drozdov, V. L., Kozlov M. D. ș.a. **Experimentarea folosirii plugurilor-screpere la exploatarea stratelor periculoase din punctul de vedere al erupțiilor de cărbune-praf și gaze la mina „Vostocinaia".** Ugol. nr. 1, 1965, p. 37—40.

Se arată că exploatarea stratelor de cărbune, de la mina „Vostocinaia", din cadrul combinatului Donețkugol, cu grosime de 0,45—0,78 m și înclinare de 9—12° cu ajutorul combinei Kiroveț a devenit dificilă din cauza tendinței zăcămîntului spre erupție de cărbune și gaze.

Lucrătorii Institutului științific de cercetări (Don UGI) au studiat condițiile geologice și tehnice ale exploatării stratelor amintite și au ajuns la concluzia că exploatarea se poate face în condiții sigure cu ajutorul unei instalații de pluguri-screpere.

Se dau caracteristicile acestei instalații, compuse din trei ansambluri de pluguri grupate cîte trei, două și unul, acționate de un troliu cu motor electric de 75 kW, avînd viteza de înaintare a cablului de tracțiune a plugurilor de 1,1—1,77 m/s.

În figurile date se văd schemele de mutare și de funcționare a unei asemenea instalații într-un abataj cu un front de lucru de 135 m lungime.

Totodată se precizează introducerea unor amenajări care previn fărîmițarea cărbunelui și asigură transportul pînă la încărcarea în vagonete.

Se dă de asemenea monografia susținerii abatajului, se descrie procesul de prăbușire, efectuat la pasul de 2 m, folosind pentru aceasta scaune tip OKU-02.

Pentru micșorarea tensiunilor în masivul cărbunelui de la frontul de lucru, mai ales în colțul superior al frontului, se forează trei sonde.

În vederea îmbunătățirii condițiilor de lucru se prevăd injectoare pentru stropirea cu apă a prafului de cărbune.

Producția realizată într-un asemenea abataj a fost de 220—233 t/zi, productivitatea muncii în abataj a crescut de 2,5 ori, iar economia realizată, față de extragerea cu combina în luna iunie 1964, a atins 16 500 ruble.

S-au îmbunătățit în mod simțitor condițiile de lucru, a crescut securitatea muncii, eliminîndu-se producerea erupțiilor de cărbune și gaze.

Kunderevici, K. V., Podarevski, V. B. și Fedorovici, G. A. **Amplasarea buncărelor de acumulare și capacitatea lor în cazul transportului cu benzi** Ugol Ucrainî nr. 1, 1965, p. 14—16.

Se face analiza folosirii transportoarelor în mină pentru evacuarea producției în condiții economice optime.

Se consideră că metodele existente de calcul al transportoarelor pentru exploatare după producția orară dedusă din media pe zi a sectorului sau a flancului cîmpului minier, sau după producția orară maximă a mașinii de extracție, nu dau rezultate tehnico-economice optime, din cauza funcționării neuniforme a acestora, avînd ca urmare un coeficient mic de eficiență economică.

Pentru rezolvarea acestei probleme autorii propun folosirea buncărelor intermediare. În funcție de condițiile geologice și miniere ale zăcămîntului și de metoda de exploatare, buncărele pot fi fixe sau mobile, iar amplasarea lor poate fi cît mai aproape de abataj sau într-un punct intermediar.

Se propun formule pentru determinarea capacității optime a buncărelor, determinarea productivității transportoarelor de cumulare și a celor de evacuare din buncăre.

Se dau grafice cu ajutorul cărora se poate stabili programul de umplere și descărcare a buncărului.

Rezolvarea rațională a problemei ridicate permite reducerea, atît a investițiilor pentru transportul orizontal, cît și a prețului de cost al transportului.

Mosienko, O. A. și Harcenko A. N. **Susținerea metalică la exploatarea stratelor cu înclinare mare.** Ugol Ucrainî nr. 1, 1965, p. 31—32.

Se expune experiența obținută la exploatarea stratului de 0,9—1,6 m grosime și înclinare mare, de la minele trustului Kalininugol, folosind susținerea metalică (stîlpi KSTM, LSKU și coloane OKU) pentru dirijarea coperișului prin prăbușire.

Din monografia susținerii se constată că stîlpii metalici se așază în trei rînduri în spațiul din zona imediată a frontului de lucru, la distanța de circa 1,2 m între ei. În colțurile inferioare ale treptelor, unde se manifestă o presiune mai mare, se folosesc coloanele OKU la distanța de 1 m una de alta pe înclinare, iar în partea superioară coloanele se așază la 2 m distanță una de alta.

Din tabela prezentată se vede că în urma folosirii susținerii metalice indicii tehnico-economici s-au îmbunătățit în mod simțitor:

— producția din abataje a crescut cu circa 30%;

— viteza de înaintare a frontului de abataj s-a mărit de la 53,1 la 70,7 m/lună, sau cu circa 33%;

— productivitatea muncii a crescut cu circa 9,3%;

— prețul de cost a scăzut cu circa 12,1%.

Ponomarenko, A. K. **Sarcinile care trebuie luate în considerare la calculul susţinerii la minele de cărbuni.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 1, 1965, p. 5—7.

Se face un studiu al metodelor de calcul folosite pînă în prezent la calculul orientativ al armăturilor la lucrările orizontale în diferite condiţii geologice.

Se verifică rezultatele obţinute prin calcule amănunţite pentru 78 de armături de diferite tipuri: boltite (beton, betonite), dreptunghiulare cu grindă din beton armat, armături complet închise (din beton armat monolit), precum şi armăturile din bolţari cu bandaje.

Se constată că abaterile — exprimate în diferenţa dintre rezultatele stabilite orientativ şi cele de precizie — sînt de ordinul 10—15%.

În concluzie se recomandă o formulă empirică pentru determinarea sarcinii, bazată pe cercetările efectuate şi pe ipotezele prof. M. M. Protodiakonov şi P. M. Ţimbarevici, care are următoarea expresie:

$$g = (5{,}6 \ldots 7{,}8)\ \frac{l}{f},$$

unde:

g este sarcina, t/m²;
l — lăţimea liberă a lucrării miniere, m;
f — coeficientul de tăiere a rocilor.

Folosirea acestei metode dă posibilitatea să se calculeze, rapid şi suficient de corect, sarcinile la care este supusă susţinerea.

Avdeev, I. G., Silkin, P. I., şi Korostilov, N. I. **Dispozitiv pentru ridicarea conturului secţiunii transversale a lucrărilor miniere.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 1, 1965, p. 16.

Se descrie dispozitivul PSK care se compune în esenţă din bară telescopică fixată pe axă. La capătul barei se află o mîră dinţată, care este în legătură cu un pinion de la reductorul cu acţionare la scară.

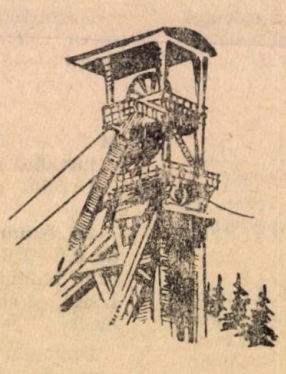
Dispozitivul permite fixarea pe desen a conturului secţiunii transversale a lucrării miniere, aceasta fiind obţinută prin acţionarea rolei de urmărire a conturului asupra barei şi reductorului de scară.

Caracteristicile principale ale acestui dispozitiv sînt:

— scara ridicării, 1:10 şi 1:20;
— suprafaţa secţiunii lucrărilor miniere în care se pot folosi dispozitive, 4—20 m²;
— precizia de măsurare a dimensiunilor liniare, ± 1 cm;
— lungimea minimă a barei de copiere, 1 800 mm;
— greutatea dispozitivului, 5,6 kg.

Se scoate în evidenţă că dispozitivul descris permite să se facă o serie de lucrări de control pentru:

— verificarea secţiunii săpate faţă de cea proiectată;
— controlul grosimii susţinerii din beton torcretat;
— determinarea deplasării rocilor într-o lucrare minieră cu presiuni importante.



SOMMAIRE

Russu T. *Considérations géologiques concernant les zones de substitution des principales couches à charbon dans le bassin de Valea Jiului.*

On présente la distribution de la veine 3 du bassin charbonnier de Valea Jiului, sa structure et sa constitution, déterminées à la suite des travaux de recherche par forage.

Constantinescu, I. *L'influence de l'état initial de l'air sur les courbes caractéristiques des turbocompresseurs et la manière d'apporter des corrections.*

L'article souligne l'influence des paramètres de l'air atmosphérique sur le fonctionnement des turbocompresseurs et indique la méthode de traçage des courbes caractéristiques d'un pareil groupe, fonctionnant dans des conditions atmosphériques autres que celles pour lesquelles on a relevé les courbes initiales.

Tepeluş, P. *Une méthode générale pour le calcul de la valeur des machines d'extraction* (II).

Dans cet article on présente une méthode générale de calcul pour déterminer la valeur de parties électriques constitutives des machines d'extraction minière. On compare les divers types d'installations servant à l'extraction minière, quant à la valeur des investissements.

Sagatovici, Al. *Sur les possibilités d'exploitation des bentonites du bassin d'Oaş.*

Sont présentés les résultats de la prospection des apparitions de bentonites dans le bassin d'Oaş, ainsi que les recherches de laboratoire effectuées pour déterminer les qualités industrielles de celles-ci. Pour conclure on fait des appréciations sur la genèse des bentonites et sur les possibilités de leur mise en valeur.

NOTES

Popescu, N. *Une méthode dynamique pour l'essai des bétons servant au soutenement des travaux au fond.*

CHRONIQUE

Dula, O. *Aspects concernant la technique de la sécurité en Silésie.*

INFORMATIONS

Tătaru, S. *Réalisations et tendances actuelles concernant le développement des ressources de l'industrie énergétique nucléaire* (II).

COMPTES – RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Russu T. *Geological considerations about the zones of substitution of the principal coal layers in the Jiu Valley coal basin.*

The article presents the distribution of layer 3 of the Jiu Valley basin, its structure and its constitution, resulting especially from the exploration drillings.

Constantinescu, I. *The influence of the initial air condition on the characteristic curves of turbocompressors and their correction.*

In the article the influence of the parameters of atmospheric air on the run of turbocompressors is set forth, as well as the possibilities of determining the characteristic curve of a turbocompressor, working in different atmospheric conditions, than those for which the characteristic curve was raised.

Tepeluş, P. *General method of the calculation of the value of hoisting machines* (II).

In the article the general method of the calculation of the value of the electrical part of various types of hoisting machines, is presented. Several types of mine hoisting machines are compared, from the point of view of the investments.

Sagatovici, Al. *About the possibilities of exploitation of the Oaş basin bentonites.*

The results of prospection for the bentonite appearances of the Oaş basin are expounded, as well as those of the laboratorial researches concerning their industrial qualities. Finally, appreciations are made about the genesis of the bentonites and the possibilities of their utilization.

NOTES

Popescu, N. *A dynamic method for testing the concrete of underground mining constructions.*

CHRONICLES

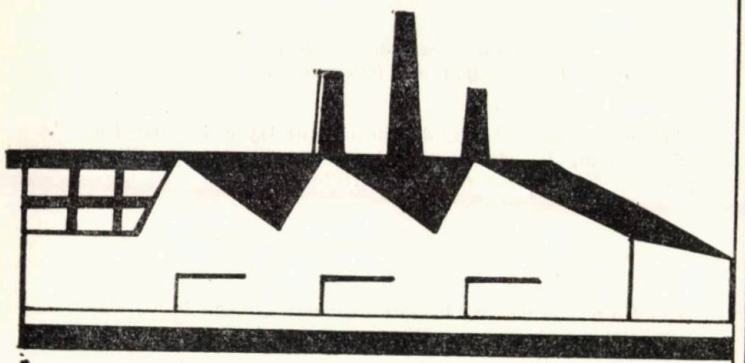
Dula, O. *Aspects of the labour safety technics in Silezia.*

INFORMATIONS

Tătaru, S. *Realizations and tendencies in the extractive branch of the nuclear power industry* (II).

REVIEWS

DOCUMENTATION



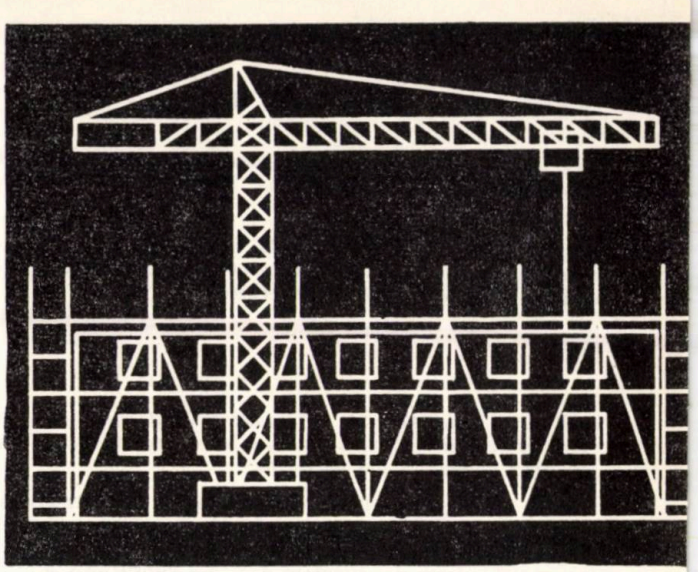
INTREPRINDEREA INDUSTRIALA

Prutul

Produce şi livrează:

- uleiuri tehnice pentru industrie
- uleiuri comestibile pentru larg consum

ÎNTREPRINDEREA INDUSTRIALĂ PRUTUL
GALAŢI — STR. ANA IPĂTESCU 38



Industria construcţiilor, domeniul aprovizionării şi tehnica telecomunicaţiilor sînt factori importanţi în construcţia industrială a unei ţări.

Punerea în funcţiune a tuturor instalaţiilor şi utilajelor, chiar şi în locurile cele mai îndepărtate de centrele de energie, necesită o alimentare sigură şi continuă cu energie electrică.

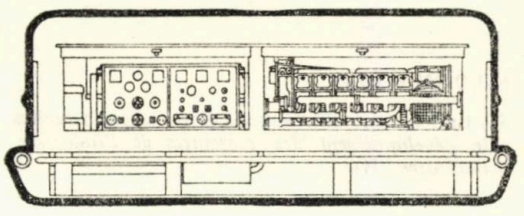
GRUPURILE ELECTROGENE MOBILE cu motoare Deutz – Diesel răcite prin aer sau apă, cuplate cu generatoare reglate automat, dispunînd de instalaţii de distribuire şi rezervor de motorină, sînt surse sigure şi eficiente de curent electric.

Grupurile electrogene mobile sînt montate pe un cadru transportabil, iar aparatajul este complet capsulat.

Puterea grupului este de la 5 pînă la 1000 kVA.

Alte amănunte despre „CURENTUL TRANSPORTABIL" vă indică prospectul nostru ASA nr. 213.

AD. STRÜVER KG AGGREGATEBAU HAMBURG.

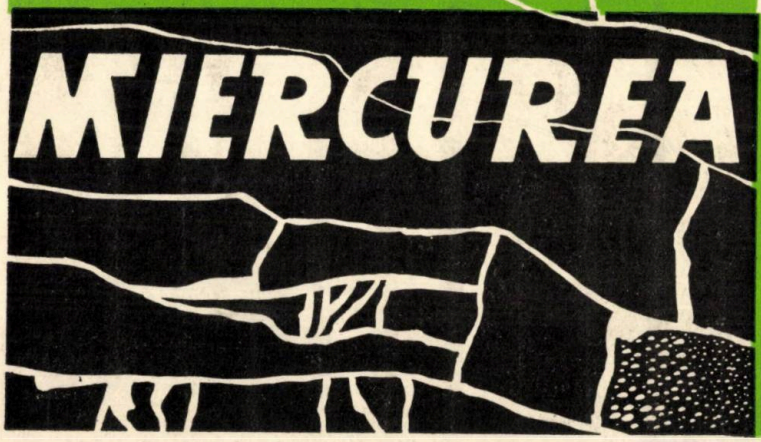


AD. STRÜVER KG
AGGREGATEBAU
HAMBURG

1965 JUL 19

TRUSTUL MINIER MUREȘ

EXPLOATAREA BĂLAN



MIERCUREA CIUC

E 1433

REVISTA MINELOR

6

IUNIE

1965

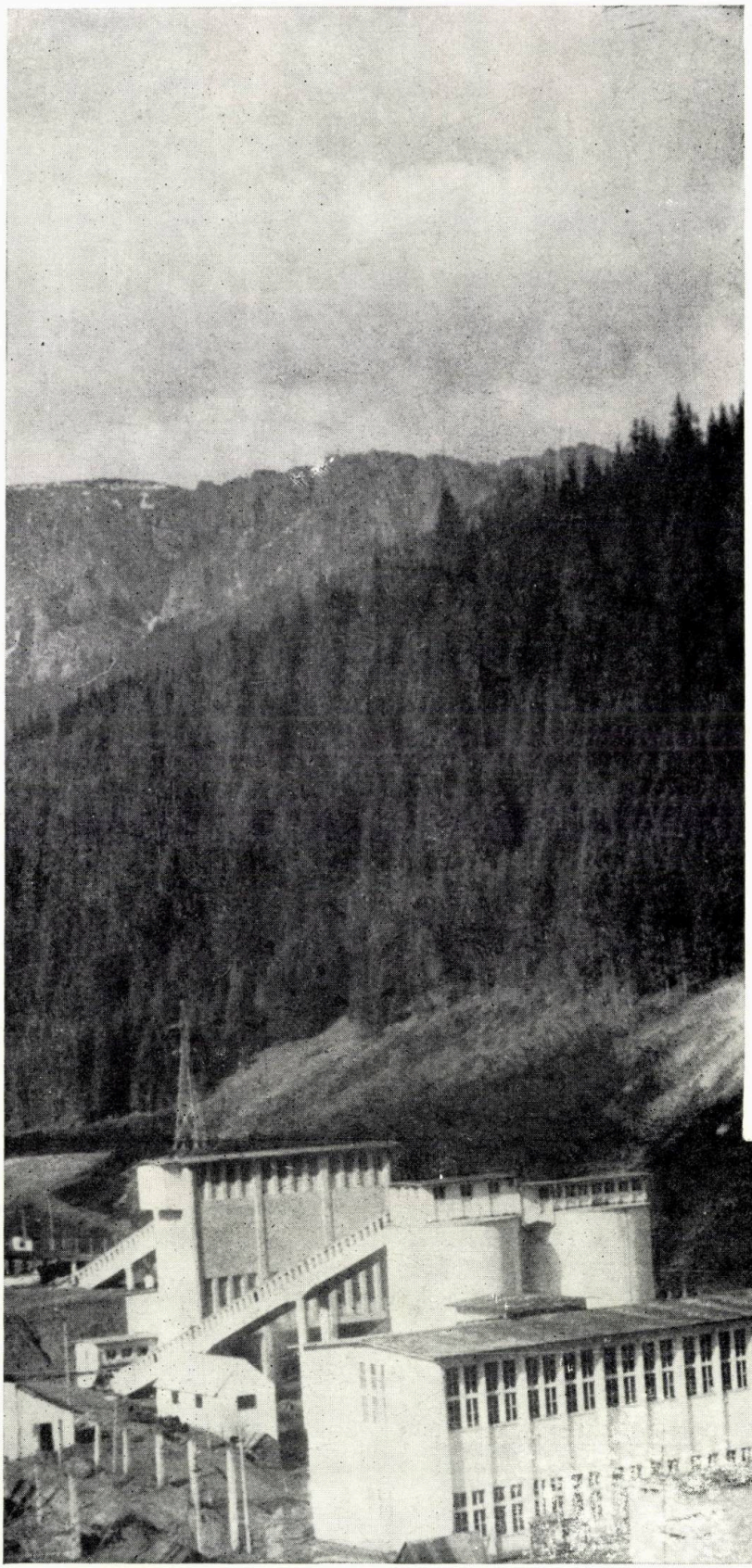
BUCUREȘTI

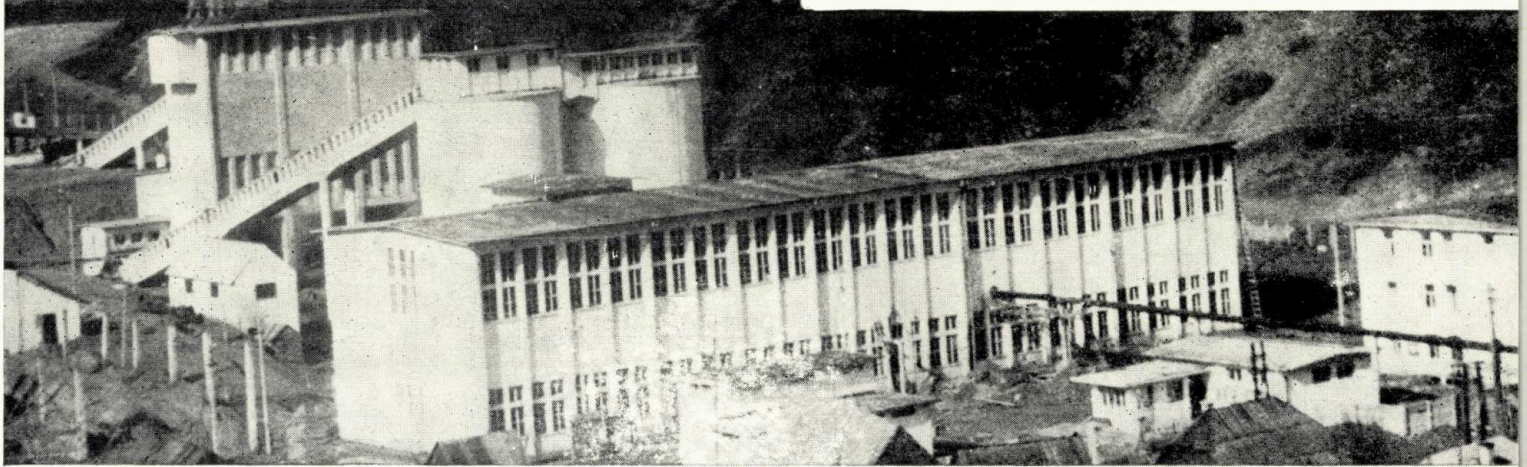
VOLUMUL XVI • PAGINA 221 — 263

TRUSTUL MINIER „MUREȘ"

MIERCUREA CIUC

EXPLOATAREA BALAN





E 1433

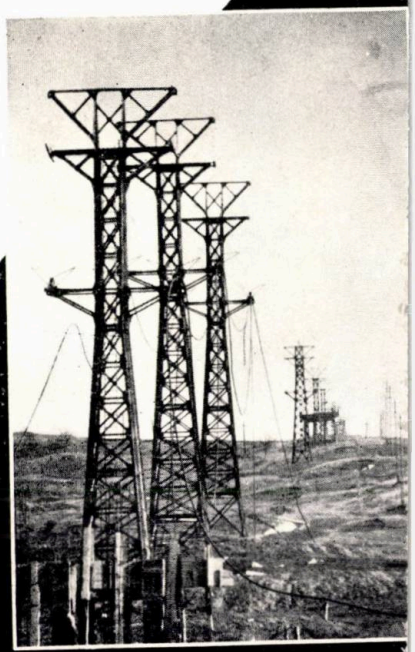
Trustul minier Baia Mare

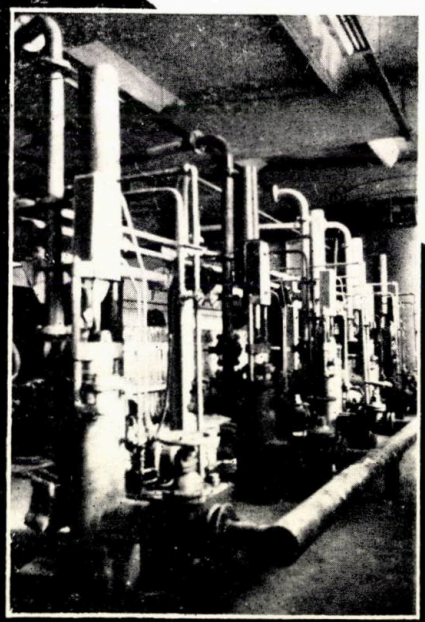
FLOTAȚIA CENTRALĂ

TCMC

execută prin unitățile sale

- preparații complexe
- turnuri de extracție
- drumuri, căi ferate, poduri
- alimentări cu apă
- construcții hidrotehnice
- funiculare
- construcții industriale și civile





MUSZAKI KONYVTAR

BUCUREȘTI • CALEA VICTORIEI 48 • TELEFON 16.39.70

MŰSZAKI KÖNYVTÁRI ÉS DOKUMENTÁCIÓS SZOLGÁLAT

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.

ANUL 16 Nr. 6 1965

CUPRINS

		Pag.
Berindei Valeria	**Rezultate obţinute la foraj cu utilizarea aerului drept agent de circulaţie**	**221—228**
Manea, A.	**Metodă grafo-analitică de calcul al curenţilor de scurgere din reţelele electrice miniere în cazul defectului de izolaţie pe una din faze**	**228—235**
Bojin, S. şi Gherea, Gh.	**Calculul eficienţei economice a sortării radiometrice**	**235—238**
Darabont, Al. şi Dulce, Z.	**Măsurarea prin metode electrice a caracteristicilor cilocanelor pneumatice fabricate în ţară**	**239—243**
Niţă Pion P.	**Săvădisla, un nou tip de zăcământ de fier sedimentar**	**244—248**
N O T E		
Gabrian, V.	**Cale de reducere a pierderilor în rambleu la exploatarea zăcămintelor de metale neferoase**	**248—252**
C R O N I C Ă		
Ghiţulescu, T.	**Geologia şi mineritul din Dobrogea în discuţia Sesiunii de referate şi comunicări de la Constanţa (octombrie 1964)**	**254—259**
I N F O R M A Ţ I I		
D O C U M E N T A R E		

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREŢU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în ştiinţe prof. ing. COVACI ŞT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R. laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ŞERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

TRUSTUL MINIER CLUJ

TMC

PRODUCE

PENTRU TURNĂTORIILE DE FONTĂ, OȚEL ȘI BRONZ

nisipuri naturale de turnătorie
nisipuri spălate și clasate
bentonită liant pentru forme

PENTRU INDUSTRIA ELECTROCERAMICII ȘI A PORȚELANURILOR FINE

caolinuri selecționate
feldspat pentru ceramică fină
feldspat pentru glazuri

Rezultate obținute la Foraj cu utilizarea aerului drept agent de circulație

Ing. *VALERIA BERINDEI*

În ultimul timp, atît în practica forajului pentru țiței și gaze, cît și a explorărilor pentru substanțe minerale solide în anumite condiții de teren, s-a extins metoda forajului cu utilizarea mediilor gazoase drept agent de circulație în următoarele variante : forajul cu aer și gaze, forajul cu aer și emulsie, forajul cu apă aerată și noroi aerat.

Condițiile tehnico-economice impun ca aplicarea ultimelor două variante să se facă numai în condiții deosebite de lucru, deoarece pe măsură ce crește cantitatea de apă din aer, viteza mecanică de foraj se diminuează, apropiindu-se de cea realizată la forajul cu apă (de altfel și aceasta este mai mare de 1,5—2 ori decît cea de la forajul cu noroi).

Randamentele superioare obținute la forajul cu aer și alte medii gazoase sînt explicate în parte prin : condițiile mai eficiente de lucru ale sculei de foraj la talpă create datorită evacuării mai complete a detritusului, presiunile mai reduse pe formațiune, efectul de răcire mai pronunțat al sculei de foraj etc.

Utilizarea mediilor gazoase drept agent de circulație este indicată, în special, în următoarele situații :

— pierderi totale sau parțiale de circulație cauzate fie de fenomenele carstice, frecvente în formațiunile calcaroase, fie de intersectarea de linii de falii, deranjamente stratigrafice etc. ;

— foraje executate în regiuni izolate și îndepărtate, în deosebi de sursele de apă ;

— condiții grele pentru montarea conductelor de apă, de noroi sau de amenajare a drumurilor de acces pentru transportul materialului necesar pregătirii noroiului ;

— dificultăți în foraj și în obținerea recuperajului.

În țara noastră s-a aplicat metoda forajului cu aer la explorarea lentilelor de bauxită din Munții Pădurea Craiului. Rezultatele obținute în această regiune, cît și unele considerente legate de extinderea acestei metode în alte regiuni cu caracter similar, sînt expuse în cele ce urmează.

Profilul geologic al regiunii este alcătuit dintr-o alternanță de calcare compacte, fisurate, cavernoase, situate în coperișul și culcușul lentilelor de bauxită.

Grosimea pachetelor de calcare traversate prin foraje este de 30—160 m, iar cea a lentilelor de bauxită — foarte diferită.

Utilizarea forajului cu aer, în locul celui cu noroi în această regiune, a fost determinată în special de :

— pierderi totale de circulație care au loc în calcarele neucomiene și titonice ;

— numeroase accidente de foraj provocate fie de dărîmarea pereților de sondă imediat ce se pierde circulația, fie de strîngerea găurii de sondă ca urmare a umflării intercalațiilor de argilă în contact cu apa (fisurile principale din calcare și unele caverne sînt umplute cu argilă plastică, care în contact cu apa își mărește volumul) ;

— greutăți în asigurarea consumului de chimicale și materiale pentru noroi (circa 500 kg chimicale diferite pentru 1 m forat care se transportau pe distanța de 600 km cu trenul și 20 km cu autocamioane) ;

— alimentarea dificilă cu apă (distanța pînă la sursă fiind de circa 8 km) ;

— recuperaj foarte slab în lentilele de bauxită, chiar în cazul utilizării carotierelor duble.

Factorii care au favorizat introducerea forajului cu aer în această regiune au fost, în special, concentrarea lucrărilor de foraj pe sectoare și lipsa în această zonă a infiltrațiilor de apă.

Proiectarea lucrărilor pentru forajul cu aer

În lipsa unor date practice corespunzătoare condițiilor din regiune, debitul și presiunea aerului s-au determinat pe bază de calcule teoretice, care au fost corectate pe parcurs cu rezultatele practice obținute în șantier.

La stabilirea debitului de aer necesar s-a folosit relația :

$$Q = 47{,}1 \cdot K_1 \cdot K_2 \, (D_1^2 - d^2) \, v, \ \text{m}^3/\text{min}$$

în care:

Q este debitul de aer necesar, m³/min;

K_1 — coeficientul care ține seamă de pierderile de presiune în spațiul inelar;

K_2 — coeficientul de creștere a consumului de aer, determinat de infiltrațiile de apă;

$D_1 = D + 1{,}5$ mm — diametrul real al găurii, m;

D — diametrul sculei tăietoare, m;

d — diametrul exterior al prăjinilor de foraj, m;

v — viteza ascensională, m/s.

Valorile pentru acești coeficienți s-au ales astfel:

Tabela 1

Valorile coeficientului K_1

Adîncimea sondei, m	Diametrul găurii de sondă, mm (D)							
	93		112		132		152	
	viteza ascensională a aerului, m/s							
	10	15	10	15	10	15	10	15
150	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
200	1,04	1,06	1,03	1,05	1,02	1,04	1,02	1,03
400	1,08	1,12	1,06	1,10	1,05	1,08	1,04	1,06
600	1,11	1,17	1,09	1,14	1,08	1,11	1,06	1,09
800	1,15	1,22	1,12	1,18	1,10	1,14	1,09	1,12
1 000	1,18	1,27	1,15	1,22	1,12	1,17	1,11	1,14

a) coeficientul $K_1 = 1{,}0-1{,}06$ pentru adîncimi pînă la 200 m, iar pentru adîncimi mai mari valorile lui sînt cele redate în tabela 1;

b) coeficientul $K_2 = 1-1{,}6$. (Au fost luate în considerare valorile maxime pentru a se asigura evacuarea infiltrațiilor de apă întîlnite în foraj, rezultate din precipitațiile atmosferice, abundente în regiune);

c) viteza ascensională în spațiul inelar s-a determinat pe baza vitezelor critice calculate cu ajutorul relației Rittinger în funcție de diametrul și greutatea specifică a particulelor, dimensiunile particulelor de calcare rezultate la foraj avînd valori cuprinse între 1 și 10 mm și fiind, în general, de formă mai mult sau mai puțin sferică.

Vitezele critice calculate în funcție de diametrul particulelor și greutatea specifică a calcarului ($\gamma = 2{,}5$ km/dm³) sînt redate în tabela 2.

Practica de șantier a arătat că pentru asigurarea evacuării complete a detritusului viteza ascensională a curentului de aer trebuie să aibă valori cuprinse între 10 și 15 m/s.

Pentru calculul debitului de aer necesar în condițiile de șantier, în funcție de viteza ascensională aleasă și de spațiul inelar dintre prăjini și gaură de sondă, s-a întocmit graficul din figura 1. Exemplu: pentru o viteză ascensională de 15 m/s într-o sondă cu prăjini 2.3/8" (circa 60 mm), diametrul frezei 112 mm și $K_1 = 1{,}2$ debitul necesar este de 8,3 m³/min.

Tabela 2

Vitezele critice ale particulelor de roca

Diametrul particulei, mm	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Viteza critică, m/s	5,1	7,3	8,9	10,3	11,5	12,6	13,6	14,5	15,5	16,3

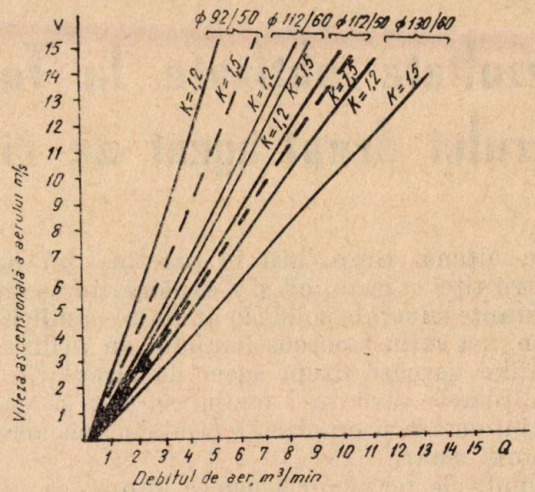


Fig. 1. Debitul de aer în funcție de viteza ascensională și spațiul inelar dintre diametrul găurii de sondă și diametrul prăjinilor de foraj.

Pentru calculul pierderilor de presiune s-a întocmit, pe bază de relații teoretice, graficul din figura 2.

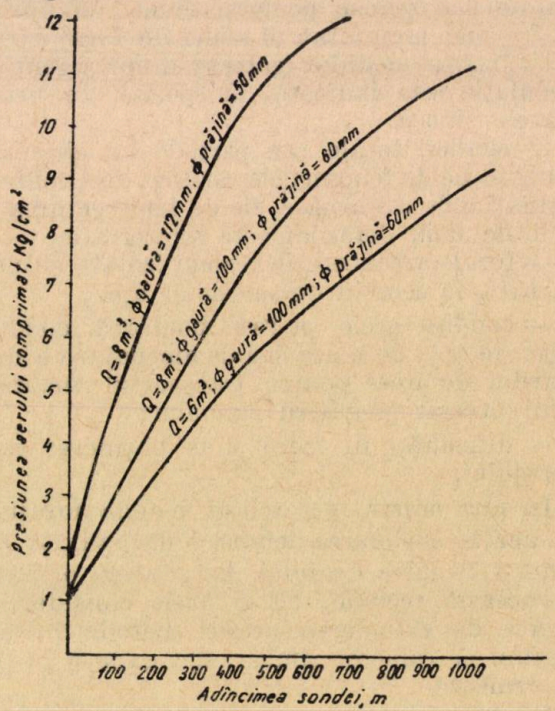


Fig. 2. Presiunea compresorului în funcție de debitul de aer, diametrul forajului și adîncimea sondei.

Construcţia tip a găurilor de sondă

Programul de construcţie a găurilor de sondă s-a ales ţinîndu-se seamă de profilul geologic şi de următoarele condiţii de lucru :

— reducerea la minimum a spaţiului inelar dintre prăjini şi pereţii sondei, în vederea obţinerii unor viteze ascensionale cu valori cît mai ridicate ;

— asigurarea unui diametru al probei care să nu fie influenţat de viteza aerului din interiorul tubului carotier ;

— posibilitatea rezolvării imediate a eventualelor prinderi de garnitură provocate de oprirea alimentării cu aer ;

— asigurarea unui spaţiu inelar mărit în zona carotierei în cazul traversării de argile.

Pentru adîncimea de 200 m construcţia tip proiectată în aceste condiţii a fost cea din tabela 3.

La dimensionarea staţiei de compresoare s-a avut în vedere :

— coeficientul de simultaneitate a instalaţiilor aflate în foraj ;

— debitul de aer necesar pentru fiecare foraj ;

— pierderile de aer pe conductă ;

— cantitatea de aer necesară acţionării eventualelor ventilatoare pneumatice sau dispozitive anexe.

Alegerea tipului de compresoare, stabile sau mobile, constituie un factor hotărîtor asupra cheltuielilor de construcţie şi montaj, utilizarea uneia sau alteia dintre soluţii fiind bazată pe considerente tehnice, economice sau de dotaţie.

Costul ridicat al montajului staţiilor fixe este acoperit de avantajele asigurării unei exploatări continue, de siguranţa în exploatare şi de reducerea personalului de supraveghere şi întreţinere.

Tabela 3

Construcţia tip a găurii de sondă

Adîncimea sondei, m	Diametrul găurii de sondă, mm	Diametrul exterior al capului de carotieră, mm	Diametrul tubului carotier, mm	Diametrul prăjinilor, mm	Diametrul burlanelor de tubaj, mm	Observaţii
0—4	131	130	127	60,3	127	S-a tubat numai la sondele care au întîlnit zonele de brecie sau argile
0—100	113	112	108	60,3 50	108	Tubajul s-a executat numai în condiţii speciale de lucru
100—200	93	92	89	50	—	Acest diametru s-a utilizat de la adîncimea de 60 m pentru foraje cu adîncimea proiectată mai mare de 100 m

Diametrul final de 92 mm, la care se obţine o carotă cu diametrul de 70 mm, a fost impus numai de condiţiile de recuperaj şi a constituit, pentru terenurile traversate, diametrul minim de probă care rezistă la acţiunea de distrugere a aerului.

Instalaţiile de suprafaţă

Echipamentul necesar pentru forajul cu aer a fost alcătuit astfel :

— instalaţia de foraj propriu-zisă tip ZIF-300, KAM-500 şi AVBT obişnuită, fără pompe de noroi ;

— staţia de compresoare pentru producerea aerului comprimat ;

— dispozitivele de etanşare de la gura puţului şi de captare a prafului ;

— garnitura de foraj.

La lucrările de pe şantierul Pădurea Craiului, datele de exploatare au dus la concluzia că debitul maxim de aer pentru un foraj este de circa 8 m³/min, iar presiunea de lucru de 4—6 at.

Ţinînd seamă de concentrarea lucrărilor (în fiecare sector s-au executat 300—400 foraje), cît şi de distanţa relativ mică între sectoarele de lucru, s-a stabilit că în aceste condiţii este mai eficientă montarea unei staţii centrale de compresoare.

S-au folosit compresoare tip Reşiţa de 15 m³/min şi 8 at presiune.

Coeficientul de simultaneitate a depins de numărul forajelor în lucru şi a avut valori cuprinse între 0,5 şi 0,8.

În tabela 4 este redat debitul de aer necesar, în funcţie de numărul instalaţiilor în lucru.

La executarea forajelor izolate s-au obţinut rezultate satisfăcătoare cu compresoare mobile

Tabela 4

Debitul de aer necesar

Nr. instalațiilor în lucru	Coeficientul de simultaneitate	Debitul de aer necesar, m³/min
2—3	0,5	15
4—6	0,7	30
6—8	0,8	45

cu un debit de 16 m³/min și o presiune de lucru de 7 at.

Conductele pentru transportul aerului s-au ales și s-au dimensionat pe bază de calcule

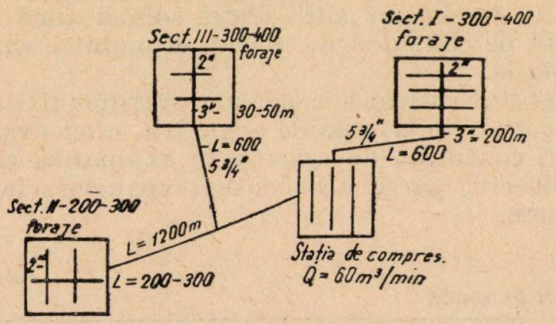


Fig. 3. Schema generală de amplasare a stației de compresoare a conductelor de aer și sectoarele de foraj.

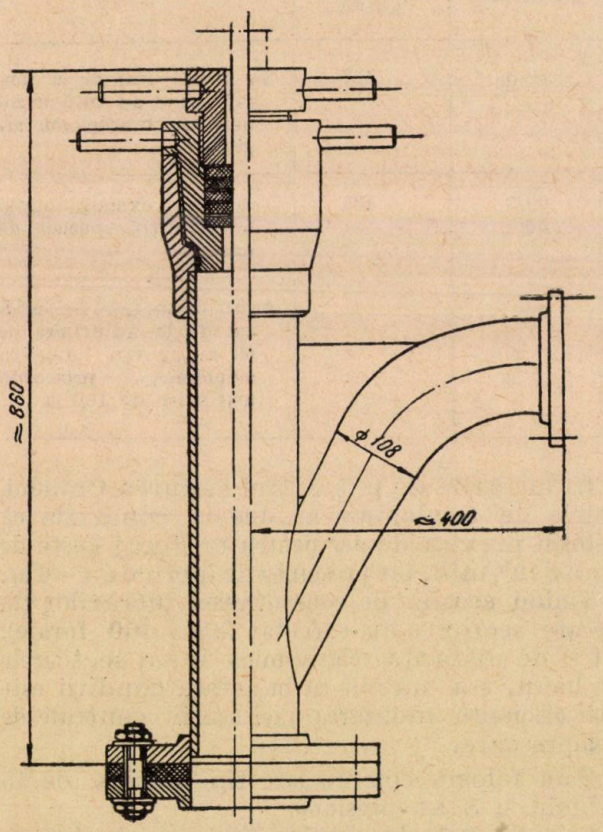


Fig. 4. Dispozitiv de etanșare tip 1.

tehnico-economice, care au ținut seamă de pierderile de presiune și de costul montajului-demontajului.

În figura 3 este prezentată schema generală de amplasare a stației de compresoare, și a conductelor principale și secundare pentru transportul și alimentarea cu aer a fiecărui foraj în parte.

La gura puțului s-au montat ca anexe:

— dispozitivul de etanșare;

— sistemul de evacuare și curățare a detritusului;

— dispozitivul pentru alimentare cu apă și alte substanțe necesare combaterii aglomerării particulelor de detritus;

— un ventilator aspirator cu o depresiune de 50 mm c.a. și o putere de 1,1kW; debit de aer refulat = 58,4 m³/min;

— un deprăfuitor construit conform figurii 6.

Montarea ventilatorului pe conducta de refulare, înaintea deprăfuitorului, are avantajul de a crea o depresiune favorabilă antrenării detritusului și evacuării lui, cît și asupra etanșării la gura puțului, însă trecerea particulelor cu abrazivitate ridicată prin paleți duce la distrugerea lor rapidă.

Etanșarea la gura puțului a fost asigurată prin două tipuri de dispozitive:

— dispozitivul de tip 1 (fig. 4) fixat pe coloana de tubaj, prăjinile putîndu-se roti în interiorul lui. La acest dispozitiv etanșarea se asigură cu ajutorul unei garnituri de cauciuc fixate într-o presetupă. Montajul acestui dispozitiv este incomod și nu asigură reținerea totală a prafului fin;

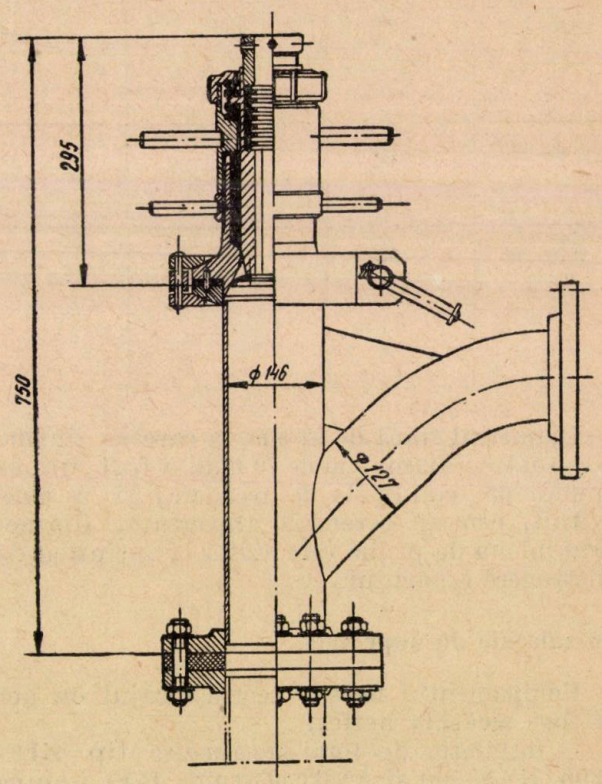


Fig. 5. Dispozitiv de etanșare tip 2.

— dispozitivul de tip 2 (fig. 5) are partea de etanșare solidară cu tija de antrenare de formă hexagonală sau pătrată și se rotește împreună

cu aceasta. Etanşarea obţinută cu acest dispozitiv este aproape perfectă, însă desele defecţiuni care se produc prin pătrunderea prafului fin în zona rulmenţilor fac deocamdată ca acest dispozitiv să nu poată fi utilizat.

Evacuarea detritusului antrenat de curentul ascendent de aer s-a asigurat printr-o conductă cu o lungime de 6—12 m.

Dimensionarea acestei conducte s-a făcut pe principiul secţiunii echivalente, diametrul interior D fiind dat de relaţia:

$$D = D_1^2 - d^2,$$

în care:

D este diametrul conductei de evacuare (de obicei 5—6'');
D_1 — diametrul găurii de sondă;
d — diametrul exterior al prăjinilor de foraj.

Garnitura de foraj folosită a fost similară cu cea de la forajul obişnuit, la care s-au adăugat tuburile de sedimentare şi unele modificări ale coroanei tăietoare.

Tuburile de sedimentare de construcţie obişnuită s-au fixat deasupra tubului carotier, sau la diverse înălţimi pe garnitura de prăjini.

Numărul tuburilor a fost determinat de dimensiunile detritusului obţinut la foraj şi de viteza ascensională utilizată, particulele mai mari de detritus şi vitezele ascensionale reduse necesitînd folosirea mai multor tuburi de sedimentare.

Determinarea lungimii totale a tuburilor de sedimentare s-a făcut cu relaţia:

$$L = \frac{K\left(D_s^2 - d_k^2 \cdot \frac{n}{100}\right)h}{D_t^2 - d_p^2},$$

unde:

K=1,5—3,3 este coeficientul care ţine seamă de afînarea rocii;
D_s — diametrul găurii, m;
d_k — diametrul carotei care se extrage, m;
n — procentul mediu de recuperaj, %;
h — lungimea marşului, m;
D_t — diametrul interior al tubului de sedimentare, m;
d_p — diametrul exterior al prăjinilor de foraj, m.

Frezele utilizate pentru forajul cu aer au fost de tipul cu pereţi subţiri şi inserţii verticale, avînd spaţiile de degajare de 0,5—0,8 cm.

Numărul dinţilor şi inserţiilor pentru diametrul de 112 mm a fost de 10—15, iar dimensiunile plăcuţelor de vidia care alcătuiesc inserţiile, de 4×4×10 mm şi 7,5×12 mm cu un unghi de ascuţire de 70°.

Pentru traversarea terenurilor alcătuite din alternanţe de roci moi (argile şi intercalaţii şistoase) s-au folosit coroane cu vidia cu spaţii de circulaţie mărite (fig. 7).

Parametrii regimului de foraj au fost determinaţi pe cale experimentală.

Valorile pentru apăsarea pe talpă, în funcţie de tăria rocilor, au fost cuprinse între 80 şi 120 kg pentru o inserţie de vidia de dimensiuni

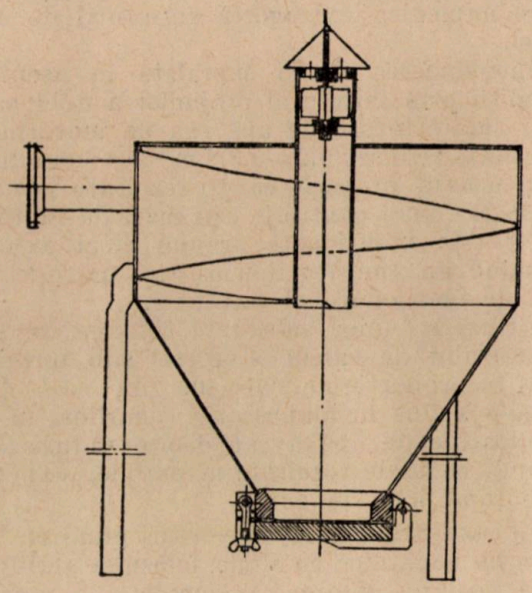


Fig. 6. Deprăfuitor.

4×4×10, ceea ce pentru diametrul mediu de 112 mm revine la o apăsare de 960—1 440 kg.

Încercările făcute au demonstrat că factorul preponderent la obţinerea unor viteze mecanice ridicate este lucrul cu apăsare constantă şi valoare maximă, asigurată în special de granicele cu sistem de avansare hidraulică.

Lucrul concomitent cu turaţii şi apăsări mari duce la creşterea vitezei mecanice cu 20—25%. Aplicarea acestui regim este limitată însă de caracteristicile instalaţiei folosite.

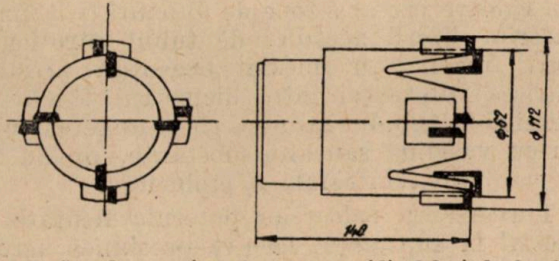


Fig. 7. Cap de carotieră înşertat cu vidia folosit la forajul cu aer.

Dificultăţi în aplicarea forajului cu aer

În cele ce urmează sînt redate principalele dificultăţi ivite la aplicarea forajului cu aer (din care o parte nu au putut fi complet înlăturate, iar altele sînt în curs de rezolvare) şi care au dus la accidentele de foraj.

a. Dificultăţi legate de prezenţa apei. În perioadele de ploi abundente sau de topire a zăpezii, apele de la supra-

față pătrund prin fisuri sau se adună în numeroasele caverne din calcare, unde sînt întîlnite apoi prin forajele ce se execută. Prezența unor cantități reduse de apă face ca detritusul să se aglomereze, formînd manșoane, atît în jurul carotierei, cît și al prăjinilor de foraj, manșoane care împiedică extragerea garniturii de foraj la zi.

Introducerea de la suprafață în asemenea condiții prin interiorul prăjinilor a unei cantități suplimentare de apă sau de motorină în cantități reduse (0,2—0,3 l/m³ aer introdus la puț) a avut în unele cazuri rezultate pozitive. Folosirea unei cantități mai mari de motorină decît cele menționate are un efect negativ, formînd un amestec lipicios care mărește gradul de manșonare al carotierei.

Utilizarea unor substanțe chimice de tipul stearatului de calciu — vegetal sub formă de praf în proporție de 200—400 g/m³ rocă dislocată — a dus în majoritatea cazurilor, în care infiltrațiile de apă aveau debite reduse (3—5 l/min), la unele rezultate favorabile, experiențele fiind încă în curs.

În cazul traversării de carsturi pline cu apă, care nu comunică cu altele, folosirea aerliftului face posibilă eliminarea completă a apei de suprafață și continuarea forajului cu aer în bune condiții.

În cele mai multe cazuri evacuarea apei din aceste carsturi durează 10—40 min.

Situația cea mai dificilă a apărut în cazul golurilor carstice de mare volum sau în comunicații umplute cu apă. Închiderea acestor zone prin tubare cu diferite coloane de burlane a dus la rezultate bune. Ea nu poate fi generalizată atunci cînd se întîlnesc succesiuni de asemena zone.

b) Dificultăți legate de natura terenului. Intercalațiile de argile din calcare creează zone de dificultăți la foraj, datorită lipirii acestora de tubul carotier în zona frezei, sau imediat deasupra acesteia. Mărirea diferenței între diametrul tăietor al frezei și al tubului carotier, cît și ungerea tubului cu vaselină sau alte substanțe, nu au dus la rezolvarea integrală a problemei.

Traversarea calcarelor puternic fisurate, în special la suprafață, face ca presiunea aerului și întreaga cantitate de aer să se piardă pe acestea, rămînînd neantrenat detritusul de la talpă sau de la o anumită înălțime. În aceste condiții detritusul cade peste carotieră sau nu este antrenat, provocînd numeroase accidente de foraj.

Golurile carstice situate sub stratul de bauxită creează uneori dificultăți, datorită fie pierderii totale a aerului în ele — servind drept rezervoare de umplere — fie prin pierderea probei din tubul carotier, la suprafață neieșind nici un fel de detritus care să permită identificarea formațiunilor traversate.

Accidentele tehnice produse din cauzele menționate au consumat pentru rezolvare 3,7% din totalul timpului de foraj, în timp ce la forajul cu noroi ele reprezintă 12,2%.

Numărul orelor consumate pentru instrumentații la forajul cu aer reprezintă 60 ore pe 1 000 m forați în timp ce la forajul cu noroi acest consum s-a ridicat la 192 ore pe 1 000 m forați.

Rezultatele tehnico-economice obținute

Aplicarea forajului cu aer a creat posibilitatea întocmirii unei documentații geologice mai precise prin:

— identificarea cu exactitate a adîncimii de intrare și ieșire din lentilele de bauxită, culoarea roșie a acestora, diferită de aceea a calcarelor, putînd fi sesizată ușor de echipa de foraj;

— mărirea procentului de recuperare a carotelor;

— înlăturarea lacunelor stratigrafice provocate de nerecuperarea unor zone, detritusul ieșit la suprafață și colectat în anumite condiții putîndu-le completa.

Vitezele mecanice și comerciale comparative la forajul cu noroi și aer sînt redate în tabela 5.

Datele din tabelă arată că vitezele comerciale obținute la forajul cu aer sînt de 3,8—4,4 ori mai mari decît cele de la forajul cu noroi în afară de argile, unde viteza scade cu circa 40%.

Deoarece metrajul forat în argile este foarte redus, viteza comercială înregistrată la forajul cu aer este de circa 3,9 ori mai mare decît la noroi.

Tabela 5

Vitezele de foraj

Formațiunea	Viteza mecanică, m/h		Viteza comercială, m/granic lună		Creșterea vitezei comerciale la forajul cu aer față de cel cu noroi	Observații
	noroi	aer	noroi	aer		
Argile compacte	0,90	0,25—0,30	100—110	60—70		Vitezele date sînt pentru condiții medii de lucru ale sistemului de foraj cu aer.
Calcare	0,60—0,80	1,03—1,70	96	368	3,80	
Bauxită	0,60	1,50—2,50	88	390	4,40	

Tabela 6

Balanţa timpului de lucru

	K_1 timp carotaj / timp operativ	K_2 timp operativ / timp productiv	K_3 timp productiv / timp comercial	K_4 timp comercial / timp calendaristic
Foraj cu noroi	0,68	0,79	0,73	0,94
Foraj cu aer	0,71	0,81	0,85	0,90

Balanţa utilizării timpului de lucru s-a îmbunătăţit la forajul cu aer, indicii extensivi pentru cele două metode avînd valorile din tabela 6.

La forajul cu aer rezultă o mai bună folosire a timpului operativ, datorită creşterii lungimii marşului, reducerii timpului de manevră şi în consecinţă măririi timpului productiv.

Singurul indicator cu valori mai scăzute este K_4, corespunzător raportului dintre timpul comercial şi cel calendaristic, deoarece faţă de forajul cu noroi, unde durata executării unui foraj era în medie de 10—15 zile, la forajul cu aer timpul necesar montării-demontării instalaţiei reprezintă în medie 40—50 ore pe instalaţie, frecvenţa mutărilor fiind de 10—15 pe lună. Măsurile luate pentru transportul instalaţiei în bloc şi acţionarea electrică a instalaţiei au diminuat numai în parte acest timp.

Din timpul neproductiv cea mai mare valoare (11,2 %) o ocupă opririle şi suspendările cauzate, în special, de stagnările în alimentarea cu aer.

Menţinerea în permanentă stare de funcţionare a compresoarelor fixe din staţie, cît şi lipsa unui compresor de rezervă care să permită executarea lucrărilor de întreţinere şi reparaţie, au dus la opriri neprevăzute a compresoarelor şi, în consecinţă, la lipsa de aer şi suspendarea lucrului.

La acestea se mai adaugă şi opririle provocate de îngheţarea conductei de aer din cauza neevacuării corespunzătoare a apei condensate.

Preţul de cost

Ca urmare a creşterii vitezei de foraj, în medie de 3,9 ori, preţul de cost pe metru forat s-a redus de 2,4—2,9 ori faţă de cel de la forajul cu noroi.

Scăderea preţului de cost pe metru forat este în funcţie de viteza comercială realizată pe granic lună şi este redată în graficul din figura 8.

Analiza structurii preţului de cost la forajul cu aer şi cel cu noroi, prezentată în tabela 7, duce la următoarele observaţii :

Scăderea la forajul cu aer a ponderii materialelor de bază de la 10 % la 7,5 % este cauzată de :

— eliminarea cheltuielilor de tubaj şi cimentare, folosite la combaterea pierderilor de circulaţie ;

— eliminarea cheltuielilor pentru materiale de pregătit şi tratat noroiul, care la forajul cu noroi reprezentau 80 lei/m ;

— reducerea volumului mare de transporturi pentru materialele necesare pregătirii noroiului şi al apei, reflectată prin scăderea cheltuielilor de transport de la 19,5 % la 14,3 %.

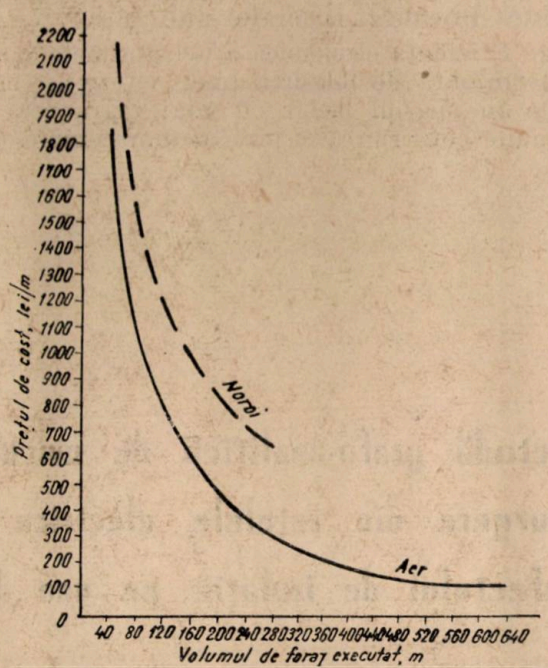


Fig. 8. Comparaţie între preţul de cost pe metru la forajul cu aer şi forajul cu noroi.

Tabela 7

Structura preţului de cost al forajului

Denumirea cheltuielilor	Forajul cu noroi, %	Forajul cu aer, %
Materiale de bază	10	7,5
Transport	19,5	14,3
Manoperă	15,7	19,6
Operaţii speciale	—	0,7
Utilaj	28,6	30,6
Total cheltuieli directe	73,8	72,7
Cheltuieli generale	19,4	18,2
Sarcini sociale	6,8	9,1
Total cheltuieli indirecte	26,2	27,3
Total general	100	100

Creşteri se înregistrează la :

— manoperă, unde mărirea cheltuielilor este determinată, atît de numărul de muncitori cu o calificare superioară care lucrează în staţia de compresoare, cît şi de creşterea cîştigului mediu al muncitorilor din brigăzile de foraj, ca urmare a depăşirii sarcinilor de plan ;

— utilaj, o creştere de 2% determinată de valoarea mai mare a amortizării şi a întreţinerii staţiei de compresoare. Trecerea la staţii alcătuite din compresoare mobile de o mare siguranţă în funcţionare (de tipul Twin-air) ar putea diminua aceste cheltuieli şi în consecinţă şi preţul de revenire pe metrul de foraj.

Concluzii

1. Avantajele tehnico-economice pe care le prezintă forajul cu aer impun extinderea acestei metode la toate lucrările de explorare unde condiţiile de teren permit aplicarea ei, sau unde există dificultăţi la forajul hidraulic.

2. Eficienţa economică a acestei metode este determinată de folosirea unor viteze ascensionale în spaţiul inelar cît mai mari, ceea ce impune construirea în ţară a unor compresoare cu debite şi presiuni corespunzătoare şi elaborarea unor programe raţionale de construcţie a găurilor de sonde.

3. Înlăturarea dificultăţilor create de prezenţa apei în zăcămînt cere executarea de studii de laborator care să determine, pentru condiţiile noastre de lucru, substanţele chimice care trebuie utilizate pentru combaterea aglomerării detritusului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Satov, N. I. şi Rîbakov, I. F. *Burenie skvajin s produvkoi vozduhom ili gazom za rubejom.* Gostoptehizdat, Moskva, 1961.

[2] Kazmin, V. S. *Spravocinik po gheologorazvedocinomu bureniu na nefti i gaz.* Gostoptehizdat, Moskva, 1962.

[3] * * * *Revue de l'Institute Français du pétrole.* Colecţia 1963—1964.

[4] * * * *Razvedka i ohrana nedr.* Colecţia 1960—1964.

[5] * * * *Neftianoe hoziaistvo.* Colecţia 1961.

Metodă grafo-analitică de calcul al curenţilor de scurgere din reţelele electrice miniere în cazul defectului de izolaţie pe una din faze

Ing. A. MANEA

Cunoaşterea mărimii curenţilor de scurgere la pămînt, care pot apărea într-o reţea electrică minieră în cazul defectării izolaţiei, este necesară pentru aprecierea pericolului ce-l prezintă aceşti curenţi şi pentru examinarea metodelor şi aparatelor de protecţie contra curenţilor de scurgere.

Prin aplicarea relaţiilor analitice se pot determina curenţii pentru diferite valori particulare ale parametrilor reţelei.

Metoda grafo-analitică de calcul permite prezentarea în mod sugestiv, cu ajutorul diagramelor, a influenţei capacităţii fazelor faţă de pămînt, a rezistenţei lor de izolaţie şi a rezistenţei din locul defect asupra mărimii curenţilor de scurgere, ceea ce uşurează mult stabilirea criteriilor pentru aprecierea protecţiei contra pericolelor generate de aceşti curenţi.

Curenţii de scurgere la pămînt din reţelele cu neutrul izolat au valori relativ mici în comparaţie cu cei ce apar în cazul reţelelor cu neutrul legat la pămînt. Ei pot fi curenţi activi, cînd se scurg prin rezistenţele de izolaţie, sau capacitivi, cînd trec prin capacităţile fazelor spre pămînt. Ei pot fi concentraţi în cazul cînd densitatea lor este mare, sau distribuiţi de-a lungul reţelei.

Curenţii de scurgere capacitivi nu pot fi decît distribuiţi din cauza însăşi naturii capacităţii fazelor. Scurgerile de curent activ pot fi atît concentrate, ca urmare a defectării izolaţiei într-un anumit punct (străpungere, atingerea fazei de către om etc.) cît şi distribuite uniform prin rezistenţa de izolaţie fără a exista un loc de defect.

Scurgerile distribuite spre pămînt au densităţi de curent foarte mici, deci acestea nu pot fi considerate ca periculoase la valorile pe care le au în reţelele obişnuite. Cu mult mai periculos este cazul cînd pe o fază există o scurgere concentrată de curent deoarece aceasta poate crea diferenţe mari de potenţial între diferite piese metalice şi pămînt, poate provoca scîntei capabile să producă incendiu sau explozii, poate amorsa capsele electrice. Curentul ce trece prin corpul omului care a atins o fază se consideră, de asemenea, ca fiind concentrat.

Un pericol mărit constituie punerea directă la pământ a unei faze, cînd curentul de scurgere este mai mare iar creşterea tensiunii dintre fazele fără defect de izolaţie şi pământ favorizează apariţia unui defect de izolaţie şi pe una din

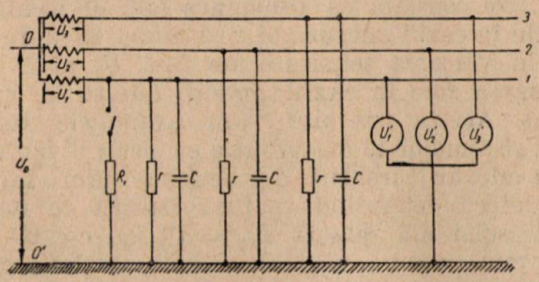


Fig. 1. Schema principială a unei reţele electrice trifazate cu neutrul izolat cu un defect de izolaţie pe una din faze.

aceste faze. Punerile duble la pământ sînt deosebit de periculoase deoarece curenţii de scurgere şi tensiunile de atingere cresc, iar legarea la pământ a utilajelor nu mai asigură protecţia împotriva electrocutării.

În cazul unei reţele electrice trifazate cu neutrul izolat (fig. 1), avînd rezistenţele de izolaţie r şi capacităţile C fazelor faţă de pământ egale şi uniform repartizate de-a lungul întregii reţele, la punerea la pământ a unei faze, de exemplu a fazei 1, printr-o rezistenţă de defect R_1 va lua naştere un curent $\bar{I}_{1R}$ care va circula prin locul defect, a cărui mărime este determinată de tensiunea faţă de pământ a fazei defecte şi de mărimea rezistenţei de defect. În acest caz, datorită inegalităţii admitanţelor fazelor faţă de pământ, tensiunile fazelor faţă de pământ $\overline{U}_1'$, $\overline{U}_2'$, $\overline{U}_3'$ diferă de tensiunile iniţiale $\overline{U}_1$, $\overline{U}_2$, $\overline{U}_3$ datorită apariţiei între punctul stea şi pământ a tensiunii de deplasare $\overline{U}_0$.

Expresia complexă a tensiunii de deplasare în cazul unui defect de izolaţie pe una din faze este:

$$\overline{U}_0 = \frac{\overline{U}_1}{1 + 3\,(g + j\,\omega C)\,R_1} \qquad (1)$$

a cărei valoare absolută este:

$$U_0 = \frac{U_1}{\sqrt{(1 + 3\,g\,R_1)^2 + (3\,\omega\,CR_1)^2}}. \qquad (2)$$

Tensiunea faţă de pământ a fazei defecte scade de la valoarea $\overline{U}_1$ la valoarea $\overline{U}_1'$ dată de expresia:

$$\overline{U}_1' = \overline{U}_1 - \overline{U}_0 = \overline{U}_1 \frac{3\,(g + j\,\omega\,C)\,R_1}{1 + 3\,(g + j\,\omega\,C)\,R_1}. \qquad (3)$$

Valoarea absolută a tensiunii fazei 1 faţă de pământ este:

$$U_1' = 3\,U_1 R_1 \sqrt{\frac{g^2 + \omega^2 C^2}{(1 + 3\,g\,R_1)^2 + (3\,\omega\,CR_1)^2}}. \qquad (4)$$

Curentul concentrat ce se scurge prin rezistenţa de defect a fazei 1 are expresia:

$$\bar{I}_{1R} = \frac{\overline{U}_1'}{R_1} = \overline{U}_1 \frac{3\,(g + j\,\omega\,C)}{1 + 3\,(g + j\,\omega\,C)\,R_1} \qquad (5)$$

avînd valoarea absolută:

$$I_{1R} = 3\,U_1 \sqrt{\frac{g^2 + \omega^2 C^2}{(1 + 3\,g\,R_1)^2 + (3\,\omega\,CR_1)^2}}. \qquad (6)$$

În cazul unei puneri directe la pământ ($R_1 = 0$), curentul de scurgere al fazei 1 este în întregime concentrat în locul defect şi are mărimea:

$$I_{1\,(R_1 = 0)} = 3\,U_1 \sqrt{g^2 + \omega^2 C^2}. \qquad (7)$$

Scriind expresia (6) sub forma:

$$I_{1R} = \frac{3U_1 \sqrt{g^2 + \omega^2 C^2}}{U_1} \cdot \frac{U_1}{\sqrt{(1 + 3\,gR_1)^2 + (3\omega CR_1)^2}}$$

şi ţinînd seamă de relaţiile (2) şi (7) rezultă:

$$I_{1R} = \frac{I_1\,(R_1 = 0)}{U_1} \cdot U_0. \qquad (8)$$

În cazul unei reţele date, tensiunea de fază U_1 este constantă. Dacă presupunem rezistenţa de izolaţie şi capacitatea fazelor constante, atunci:

$$\frac{I_1(R_1 = 0)}{U_1} = \text{const} = k$$

deci

$$I_{1R} = k\,U_0. \qquad (9)$$

Rezultă că în cazul variaţiei rezistenţei de defect R_1, ceilalţi parametri ai reţelei fiind menţinuţi constanţi, curentul de scurgere la pământ prin rezistenţa de defect este proporţional cu tensiunea de deplasare. Deoarece practic curentul de defect nu se poate măsura, locul de defect nefiind cunoscut decît după identificarea lui, tensiunea de deplasare, care se poate măsura uşor, constituie deci un criteriu de apreciere nu numai a gradului de asimetrie al tensiunilor faţă de pământ, ci şi o măsură a curentului din locul defect. Folosirea tensiunii de deplasare, ca element de comandă la releele de protecţie contra scurgerilor este din acest motiv justificată şi utilă.

În mod deosebit interesează variaţia valorii tensiunii de deplasare şi a curentului de scurgere concentrat ce trece prin rezistenţa de defect atunci cînd parametrii reţelei, adică rezistenţa de izolaţie r, capacitatea fazelor faţă de pământ C sau rezistenţa de defect R_1 variază ca mărime. Pentru aceasta este necesară construirea diagramelor-loc geometric ale vectorului de tensiune sau curent exprimat în funcţie de parametrul variabil şi determinarea pe grafic a mărimii studiate ţinînd cont de scara utilizată.

Expresiile vectorilor tensiunilor față de pămînt și ale curenților de scurgere în cazul variației unui parametru se pot scrie sub forma:

$$\overline{V} = \frac{\overline{A} + v\overline{B}}{\overline{C} + v\overline{D}} \qquad (10)$$

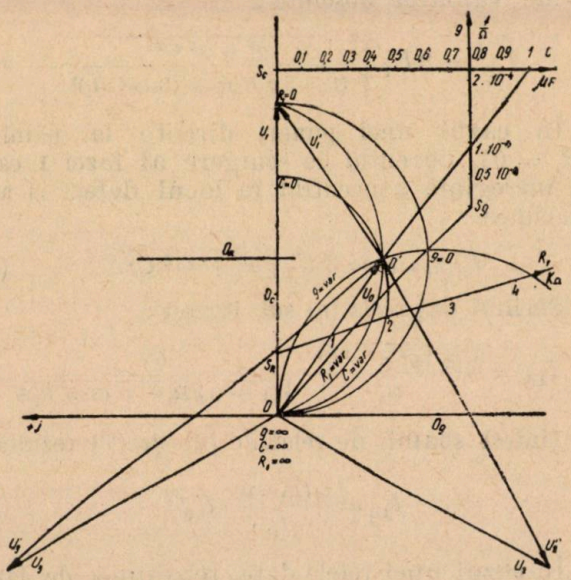


Fig. 2. Diagramele-locuri geometrice ale tensiunii de deplasare $\overline{U}_0$ și ale tensiunilor fazelor față de pămînt $\overline{U}_1'$, $\overline{U}_2'$, $\overline{U}_3'$ în cazul variației parametrilor (g, C) rețelei și a rezistenței R_1 locului defect.

unde $\overline{A}$, $\overline{B}$, $\overline{C}$, și $\overline{D}$ sînt mărimi complexe iar v este parametrul variabil care poate lua orice valori pozitive cuprinse între 0 și ∞.

După cum se poate demonstra, diagrama-loc geometric a vectorului (10) este un cerc avînd centrul la extremitatea vectorului:

$$\overline{W} = \frac{\overline{AD}^x + \overline{BC}^x}{\overline{CD}^x - C^x\overline{D}} \qquad (11)$$

și raza:

$$\bar{\rho} = \frac{\overline{AD} - \overline{BC}}{\overline{C}^x\,\overline{D} - \overline{CD}^x}\,. \qquad (12)$$

Semnul x pus la dreapta unei mărimi complexe din expresiile (11) și (12) indică faptul că în aceste expresii trebuie introdusă mărimea complexă conjugată corespunzătoare mărimii complexe fără semnul x.

Folosind această metodă pentru expresia (1) s-au determinat (fig. 2) cercurile-locuri geometrice ale vectorului tensiunii de deplasare $\overline{U}_0$, corespunzătoare variației parametrilor R_1, C și $g = 1/r$. Din grafic rezultă că tensiunea de deplasare U_0 crește în cazul micșorării rezistenței R_1 de defect, micșorării capacității C față de pămînt sau în cazul micșorării conductanței g de izolație. Vectorul $\overline{U}_0$ din figura 2 corespunde parametrilor $R_1 = 1$ kohm, $C = 1$ μF/fază și $r = 10$ kohm/fază. Același grafic permite determinarea tensiunilor ($\overline{U}_1'$, $\overline{U}_2'$, $\overline{U}_3'$) fazelor față de pămînt.

Examinînd diagrama-loc geometric a tensiunii $\overline{U}_1'$ față de pămînt a fazei 1 pentru cazul variației rezistenței R_1 de defect (cercul $R_1 =$ var.) se constată că tensiunea față de pămînt scade în cazul micșorării rezistenței de defect, de la valoarea tensiunii de fază U_1 pînă la valoarea zero în cazul punerii directe la pămînt. Acesta este unul din avantajele folosirii sistemului de distribuție cu neutrul izolat. Într-adevăr curentul de scurgere prin locul de defect, determinat pentru rețeaua cu neutrul izolat din relația $I_{1R} = U_1'/R_1$, crește în mai mică măsură, față de cazul neutrului legat la pămînt, la micșorarea rezistenței R_1 de defect deoarece totodată scade și valoarea tensiunii U_1'. Avantajul este cu atît mai pronunțat adică curentul de defect pentru sistemul cu neutrul izolat este cu atît mai mic în comparație cu curentul de defect pentru sistemul cu neutrul legat la pămînt, cu cît defectul de izolație este mai accentuat. Raportul celor doi curenți este minim în cazul punerii directe la pămînt a unei faze, cînd curentul de defect în primul caz, calculat cu relația (7) depinde de parametrii (g,C) rețelei, iar în cazul al doilea prin locul defect circulă curentul de scurt circuit.

Examinînd (fig. 2) variația tensiunii $\overline{U}_2'$ față de pămînt a fazei 2 se constată că pentru cele mai multe cazuri, la un defect de izolație pe faza 1, tensiunea U_2' este mai mare decît tensiunea de fază U_1 și are valoarea maximă egală cu $\sqrt{3}\,U_1$ în cazul punerii directe la pămînt a fazei 1 ($R_1 = 0$). În anumite cazuri tensiunea $\overline{U}_2'$ poate scădea sub valoarea tensiunii de fază. Valoarea minimă a tensiunii $\overline{U}_2'$, la variația rezistenței de defect R_1, corespunde cazului cînd punctul O' este situat la intersecția cercului $R_1 =$ var. cu dreapta ce unește extremitatea vectorului $\overline{U}_2$ cu centrul (O_R) al acestui cerc. Valoarea cea mai mică corespunde cercului $R_1 =$ var. construit pentru $g = 0$ și are mărimea:

$$U_{2\ min} = (\sqrt{1{,}75} - 0{,}5)\,U_1 = 0{,}823\,U_1. \qquad (13)$$

Tensiunea față de pămînt $\overline{U}_3'$ a fazei 3 este întotdeauna mai mare decît tensiunea de fază, iar în unele cazuri poate depăși valoarea tensiunii de linie. Valoarea maximă a tensiunii $\overline{U}_3'$, la variația rezistenței de defect R_1, apare în cazul cînd punctul O' se află pe cercul $R_1 =$ var. la intersecția cu dreapta ce unește extremitatea vectorului $\overline{U}_3$ cu centrul acestui cerc (O_R). Cea mai mare valoare a tensiunii fazei 3 față de pămînt corespunde punctului O' aflat, ca mai sus, pe cercul $R_1 =$ var., corespunzător lui $g = 0$ și are mărimea:

$$U_{3\ max.} = (\sqrt{1{,}75} + 0{,}5)\,U_1 = 1{,}823\,U_1. \qquad (14)$$

Diagramele-loc geometric ale curentului de scurgere $\overline{I}_{1R}$ concentrat, în cazul variației para-

metrilor (g,C) rețelei și a rezistenței R_1 de defect, construite pe baza ecuației vectoriale (5), sînt redate în figura 3.

Examinînd cercul-loc geometric $R_1 = \text{var.}$, se vede că vectorul curentului de defect $\bar{I}_{1R}$ crește în cazul micșorării rezistenței R_1 din locul defect și este maxim pentru $R_1 = 0$. Decalajul curentului $\bar{I}_{1R}$, față de tensiunea $\bar{U}_1$, are expresia:

$$\varphi = \text{arc tg} \frac{\omega C}{g + 3\,(g^2 + \omega^2 C^2)\,R_1} \qquad (15)$$

și este maxim pentru $R_1 = 0$

$$\varphi_{max.} = \text{arc tg} \frac{\omega C}{g}. \qquad (16)$$

Cercul-loc geometric $C = \text{var.}$ pune în evidență că curentul $\bar{I}_{1R}$ din rezistența de defect crește o dată cu mărirea capacității rețelei. Unghiul de decalaj φ al curentului $\bar{I}_{1R}$, față de tensiunea de fază $\bar{U}_1$, este zero pentru $C = 0$, crește o dată cu creșterea capacității C trecînd printr-un maxim, după care descrește luînd din nou valoarea $\varphi = 0$ pentru $C = \infty$. Valoarea maximă a decalajului se obține pentru:

$$C = \frac{1}{\omega} \sqrt{2g + \frac{g}{3\,R_1}} \qquad (17)$$

și este

$$\varphi_{max.} = \text{arc tg} \frac{1}{2 + 9\,g\,R_1} \sqrt{2 + \frac{1}{3g\,R_1}}. \qquad (18)$$

Examinînd cercul-loc geometric al curentului de scurgere $\bar{I}_{1R}$ pentru $g = \text{var.}$, se constată că la creșterea conductanței de izolație începînd de la valoarea $g = 0$, la început curentul I_{1R} scade, deci o dată cu înrăutățirea izolației se micșorează curentul de scurgere concentrat prin rezistența de defect. Pentru o anumită valoare a condiției de izolație g, curentul de scurgere I_{1R} are o valoare minimă, iar la creșterea în continuare a conductanței g, curentul de scurgere crește.

Extremitatea vectorului curentului $\bar{I}_{1R}$ cu valoare minimă este punctul M, situat la intersecția cercului $g = \text{var.}$ cu dreapta OOg. Folosind scara conductanțelor g se poate citi pe grafic valoarea corespunzătoare a conductanței pentru care curentul de scurgere I_{1R} are valoare minimă. Această valoare optimă a conductanței izolației se poate afla și analitic rezolvînd ecuația obținută prin anularea derivatei expresiei (6). Se obține:

$$r_{opt} = \frac{6\,R_1}{-1 + \sqrt{1 + (6\,\omega\,CR_1)^2}}. \qquad (19)$$

Valoarea minimă a curentului de scurgere prin locul defect este:

$$I_{1R\,min} = \frac{U_1}{R_1} \left(\sqrt{1 + \left(\frac{1}{6\,\omega\,CR_1} \right)^2} - \frac{1}{6\,\omega\,CR_1} \right). \qquad (20)$$

Examinînd expresia (19) se constată că rezistența de izolație optimă pentru care curentul I_{1R} din rezistența de defect R_1 are valoarea minimă, nu corespunde situației cînd $r = \infty$ decît în cazul punerii directe la pămînt ($R_1 = 0$).

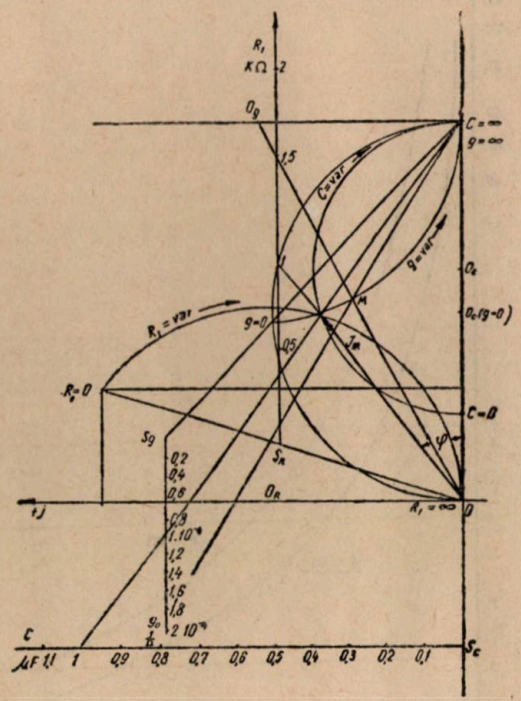


Fig. 3. Diagramele-locuri geometrice ale curentului de scurgere $\bar{I}_{1R}$ concentrat în cazul variației parametrilor g,C rețelei și a rezistenței R_1 de defect.

Valoarea optimă a rezistenței de izolație nu depinde de tensiunea rețelei, ci numai de capacitatea fazelor față de pămînt și de rezistența de defect.

Dependența $r_{opt.} = f\,(C)$, în ipoteza atingerii unei faze de către om, presupunînd $R_h = R_1 = 1$ kohm, este reprezentată grafic în diagrama din figura 4. Din diagramă se constată că pentru rețelele cu capacități mici este mai avantajos un nivel ridicat al izolației fazelor. Însă la capacități mai mari, de exemplu pentru valori peste 0,5 μF/fază, rezistența optimă de izolație scade la valori sub 16 kohm/fază, ajungînd la 3 kohm/fază pentru $C = 1{,}5$ μF/fază. Pe aceeași diagramă s-a reprezentat, de asemenea, dependența $r_{opt} = f\,(C)$ pentru $R_h = R_1 = 8$ kohm, constatîndu-se că pentru rezistențe de defect R_1 mai mari scăderea valorii optime a rezistenței de izolație r în funcție de capacitatea C rețelei este și mai accentuată. Acest fapt este avantajos în practică deoarece o dată cu extinderea rețelei electrice, simultan cu mărirea capacității, se micșorează de fapt și rezistența de izolație a fazelor.

Constatarea de mai sus ne duce la concluzia că nu este necesar ca în cazul rețelelor întinse să luăm măsuri speciale pentru menținerea nivelului de izolație tot așa de ridicat ca în

cazul reţelelor de mică întindere. După cum se vede în diagramă, o scădere uniformă a rezistenţei de izolaţie, pînă la o anumită limită, nu este periculoasă pe de o parte datorită faptului

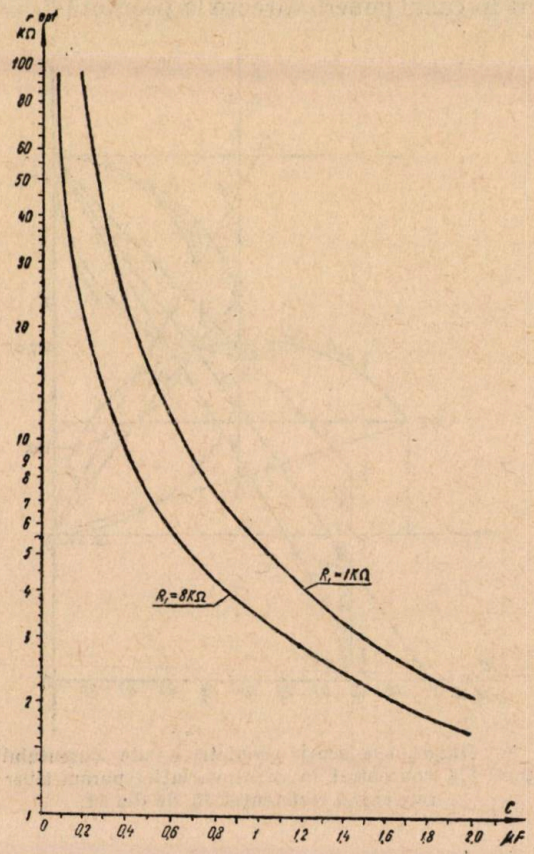


Fig. 4. Dependenţa rezistenţei de izolaţie r a fazelor de capacitatea C reţelei pentru $R_1 = 1$ kohm şi 8 kohm astfel ca curentul de scurgere I_{1R} prin rezistenţa de defect să fie minim.

că curenţii de scurgere prin izolaţia fazelor sînt uniform repartizaţi pe întreaga lungime a reţelei, iar pe de altă parte, deoarece în acest caz la atingerea accidentală a unei faze de către om, curentul prin corp este mai mic decît pentru $r = \infty$.

Pe baza diagramei se poate admite că rezistenţa de izolaţie la reţelele electrice miniere întinse poate scădea pînă la valori $r = 12-6$ kohm pe fază fără ca aceasta să pericliteze funcţionarea reţelei în condiţii de securitate. Pericolul apare numai la ivirea unor defecte de izolaţie în porţiuni mici din reţea, cînd curenţii de scurgere sînt concentraţi.

Din considerentele de mai sus rezultă că releele de protecţie contra curenţilor de scurgere care funcţionează pe principiul măsurării rezistenţei de izolaţie rezultante a fazelor faţă de pămînt şi acţionează deja la scăderea uniformă a rezistenţei de izolaţie la 15—10 kohm/fază, deconectează prematur reţeaua. Într-adevăr în cazul rezistenţelor de izolaţie uniform distribuite de $r = 15-6$ kohm/fază corespund rezistenţei rezultante de $r/3 = 5-2$ kohm şi acestea nu constituie un pericol din punctul de vedere al electrocutării. Însă apariţia unui defect de izolaţie pe una din faze avînd rezistenţa de trecere $R_1 = 7$ kohm, de exemplu la atingerea unei faze de către om, cauzează trecerea unui curent de scurgere concentrat avînd valoarea peste 30 m A, deci periculos din punct de vedere al electrocutării. Rezultă necesitatea ca releele de scurgere să fie mai sensibile la defecte de izolaţie monofazate şi să nu acţioneze decît la slăbirea uniformă exagerată a rezistenţelor de izolaţie ale fazelor care ar putea mări probabilitatea apariţiei unui defect de izolaţie monofazat.

Cu ajutorul metodei grafo-analitice expuse se pot determina de asemenea şi curenţii de scurgere distribuiţi de-a lungul reţelei, folosindu-se expresiile complexe ale acestor curenţi.

Pentru determinarea locurilor geometrice ale curenţilor de scurgere care trec prin conductanţele de izolaţie ale fazelor se utilizează relaţiile :

$$\bar{I}_{1g} = \bar{U}_1' \cdot g = \bar{U}_1 \frac{3g(g + j\omega C) R_1}{1 + 3(g + j\omega C) R_1} \qquad (21)$$

$$\bar{I}_{2g} = \bar{U}_2' \cdot g; \quad \bar{I}_{3g} = \bar{U}_3' \cdot g.$$

Calculul curenţilor capacitivi se face cu ajutorul expresiilor :

$$\bar{I}_{1C} = j\omega C \bar{U}_1' = \bar{U}_1 \frac{3\omega C(-\omega C + jg) R_1}{1 + 3(g + j\omega C) R_1} \qquad (22)$$

$$\bar{I}_{2C} = j\omega C \bar{U}_2'; \quad \bar{I}_{3C} = j\omega C \bar{U}_3'.$$

În cazul variaţiei rezistenţei R_1 de defect, extremităţile vectorilor curenţilor distribuiţi descriu arce de cerc (fig. 5). Centrele O_{1g}, O_{2g}, O_{3g} cercurilor-locuri geometrice ale curenţilor activi şi centrele O_{1C}, O_{2C}, O_{3C} cercurilor-locuri geometrice ale curenţilor capacitivi sînt aşezate în vîrfurile unor triunghiuri echilaterale. Pentru valorile alese la construirea diagramei, $g = 10^{-4}$ 1/ohm pe fază, $C = 1 \cdot 10^{-6}$ μF pe fază şi $R_1 = 1$ kohm, curenţii de scurgere capacitivi sînt cu mult mai mari faţă de cei activi, iar curentul de scurgere concentrat prin locul defect depăşeşte cu mult valoarea curenţilor distribuiţi.

Curenţii distribuiţi activi şi capacitivi ai celor trei faze, determinaţi mai sus, nu circulă separat prin dielectricul reţelei de cabluri şi armătura cablurilor sau prin pămînt. Străbătînd dielectricul unei faze curentul activ se însumează cu cel capacitiv. Tot astfel se adună şi curenţii celor trei faze astfel încît prin armăturile cablului circulă rezultanta curentului distribuit corespunzător porţiunii de cablu considerate. Se poate arăta că locurile geometrice ale vectorilor curentului activ rezultant, al celui capacitiv rezultant şi al curentului total distribuit rezultant sînt arce de cerc.

Compunerea curenţilor de scurgere se poate face pentru fiecare fază a reţelei. Mai utilă este examinarea componentelor curentului total de scurgere al fazei ce prezintă defectul de izolaţie R_1 : curentul de scurgere $\bar{I}_{1g}$ uniform distribuit prin conductanţa de izolaţie, curentul capacitiv $\bar{I}_{1C}$ şi curentul $\bar{I}_{1R}$ care trece prin locul defect.

Curentul de scurgere total al fazei 1 $\bar{I}_1$ se obţine adunînd vectorial curentul de scurgere concentrat în locul defect $\bar{I}_{1R}$ cu curentul uniform distribuit $\bar{I}_{1gC}$. Expresia lui este :

$$\bar{I}_1 = \bar{I}_{1R} + \bar{I}_{1gC} = \bar{U}_1 \frac{3\,(g + j\omega\,C)\,1 + (g + \omega\,C)\,R_1}{1 + 3\,(g + j\,\omega\,C)\,R_1}. \quad (26)$$

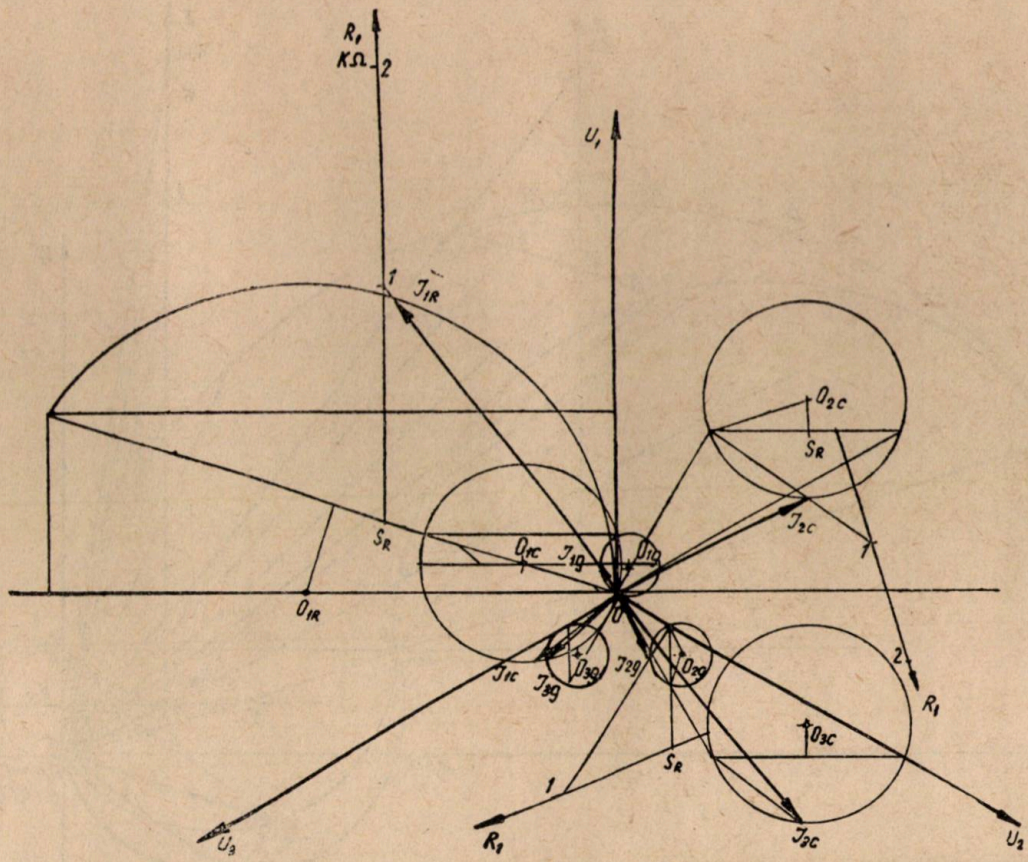


Fig. 5. Diagramele-locuri geometrice ale curenţilor de scurgere $\bar{I}_{1g}$, $\bar{I}_{2g}$, $\bar{I}_{3g}$ repartizaţi în conductanţele de izolaţie şi ale curenţilor $\bar{I}_{1C}$, $\bar{I}_{2C}$, $\bar{I}_{3C}$ repartizaţi în capacităţile fazelor, în cazul variaţiei rezistenţei R_1 de defect.

După cum s-a arătat, extremităţile vectorilor curenţilor $\bar{I}_{1g}$ şi $\bar{I}_{1C}$, la variaţia rezistenţei de defect R_1, se deplasează pe nişte cercuri ce trec prin origina coordonatelor. Suma acestor doi curenţi reprezintă curentul de scurgere $\bar{I}_{1gC}$ uniform distribuit al fazei 1. Expresia lui este :

$$\bar{I}_{1gC} = \bar{I}_{1g} + \bar{I}_{1C} = \bar{U}_1 \frac{3\,(g + j\,\omega\,C)^2 \cdot R_1}{1 + 3\,(g + j\omega\,C)\,R_1}. \quad (23)$$

Extremitatea vectorului curentului uniform distribuit $\bar{I}_{1gC}$ se află pe cercul cu centrul O_{1gC} aflat din expresia (23) cu ajutorul relaţiei (11) sau grafic (fig. 6) adunînd vectorii :

$$\overline{OO}_{1gC} = \overline{OO}_{1g} + \overline{OO}_{1C}. \quad (24)$$

Pentru $R_1 = \infty$, deci în lipsa defectului de izolaţie, curentul uniform distribuit al fazei 1 este :

$$\bar{I}_{1gC} = (g + j\omega C)\,\bar{U}_1 \quad (25)$$

Pentru $R_1 = \infty$:

$$\bar{I}_1 = (g + j\,\omega\,C)\,\bar{U}_1 \quad (27)$$

deci pentru reţeaua fără defect de izolaţie curentul de scurgere total al fazei 1 $\bar{I}_1$ este egal cu curentul de scurgere uniform distribuit $\bar{I}_{1gC}$.

Pentru $R_1 = 0$:

$$\bar{I}_1 = 3\,(g + j\,\omega\,C) \cdot \bar{U}_1 \quad (28)$$

deci în cazul punerii directe la pămînt a fazei 1 curentul de scurgere total al fazei 1 $\bar{I}_1$ este egal cu curentul de scurgere $\bar{I}_{1R}$ concentrat în locul de defect şi este de trei ori mai mare în comparaţie cu (27).

Diagramele-loc geometric ale curenţilor fazei 1 se construiesc astfel (fig. 6) :

În ipoteza reţelei fără defect de izolaţie ($R_1 = \infty$) se calculează curenţii de scurgere uniform distribuiţi prin conductanţa de izolaţie şi prin capacitatea fazei 1 :

$$\bar{I}_{1g} = g\,\bar{U}_1\,;\ \bar{I}_{1C} = j\omega\,C\bar{U}_1.$$

La scara aleasă pentru curenţi, se trasează vectorul curentului activ $\bar{I}_{1g}$ în fază cu tensiunea $\bar{U}_1$ (vectorul $\overline{OA}$ din figura 6) şi vectorul curentului capacitiv $\bar{I}_{1C}$ decalat cu 90° înaintea tensiunii $\bar{U}_1$ (vectorul $\overline{OB}$). Se adună cei doi vectori $\overline{OA} + \overline{OB} = \overline{OD}$ şi se obţine vectorul $\overline{OD}$ care reprezintă curentul de scurgere uniform distribuit al fazei 1 pentru $R_1 = \infty$. Pe direcţia vectorului $\overline{OD}$ se ia segmentul $OE = 3\ \overline{OD}$ care va reprezenta curentul de scurgere concentrat în locul defect pentru $R_1 = 0$, egal cu curentul de scurgere total $\bar{I}_1$ al fazei 1 pentru cazul punerii directe la pământ a acestei faze.

Se duce prin mijlocul vectorului $\overline{OA}$ o paralelă la axa absciselor. Pe această dreaptă se vor găsi centrele cercurilor O_{1g} şi O_{1C}. Din punctul O se duce o perpendiculară pe vectorul $\overline{OD}$ care intersectează paralela trasată mai sus în punctul O_{1g}, centrul cercului curentului activ $\bar{I}_{1g}$. Se trasează acest cerc cu raza $\overline{O_{1g}O}$. Mijlocul segmentului $\overline{OD}$ este centrul O_{1C} cercului curentului capacitiv $\bar{I}_{1C}$. Se trasează acest cerc cu raza $\overline{O_{1C}O}$. Din punctul O_{1C} se duce o perpendiculară pe vectorul $\overline{OD}$. Aceasta intersectează dreapta $\overline{AD}$ în punctul O_{1gC}, centrul cercului curentului uniform distribuit $\bar{I}_{1gC}$. Se construieşte acest cerc cu raza $\overline{O_{1gC}O}$. Din mijlocul segmentului $\overline{OE}$ se coboară o perpendiculară pe acest segment care intersectează axa absciselor în punctul O_{1R}, centrul cercului curentului concentrat $\bar{I}_{1R}$. Se trasează acest cerc cu raza $\overline{O_{1R}O}$. Se duce o perpendiculară pe mijlocul segmentului $\overline{DE}$. Aceasta intersectează dreapta $\overline{AD}$ în punctul O_1 centrul cercului curentului total $\bar{I}_1$ al fazei 1. Acest cerc se trasează cu raza $\overline{O_1D}$. După construirea cercurilor se trasează scara variabilei R_1. În figura 6 s-au trasat două scări: una pentru valori ale rezistenţei de defect sub 1/kohm, cealaltă pentru valori peste 1 kohm. Cu ajutorul acestor diagrame-loc geometric se pot determina curenţii de scurgere corespunzători diferitelor valori ale rezistenţei locului defect.

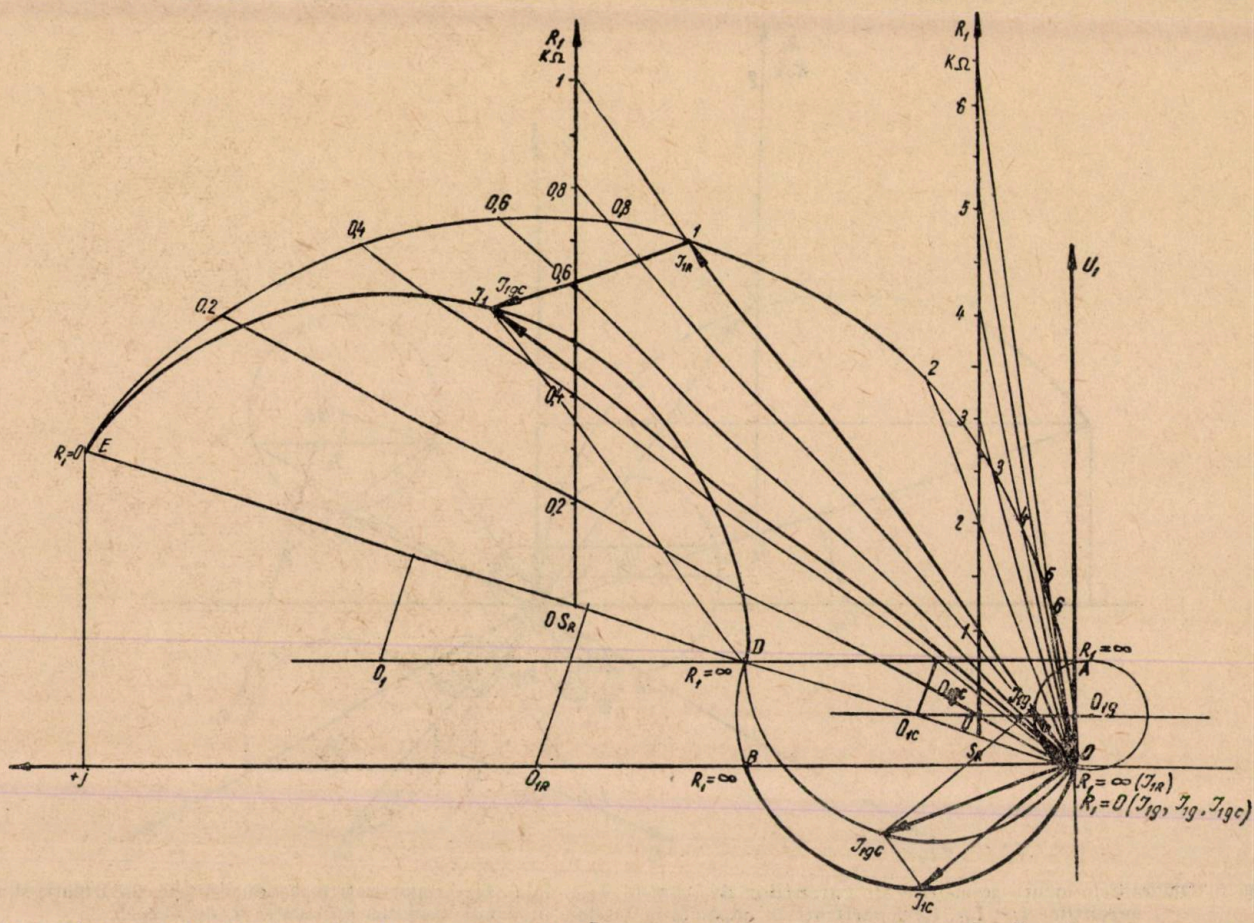


Fig. 6. Diagramele-locuri geometrice ale curentului total $\bar{I}_1$ al fazei 1 şi ale componentelor sale $\bar{I}_{1g}$, $\bar{I}_{1C}$, $\bar{I}_{1R}$ în cazul variaţiei rezistenţei R_1 de defect.

Deşi curenţii de scurgere, în cazul unui defect de izolaţie pe una din faze, au valori cu mult inferioare curenţilor de scurtcircuit şi nu produc arce electrice însoţite de degajări vio-

lente de căldură, existența acestor curenți poate cauza traumatisme în cazul cînd trec prin corp, poate provoca aprinderea prafului de cărbune sau a altor materiale inflamabile, iar scînteile, care apar în locul defect, pot produce explozii ln minele grizutoase. Deaorece mijloacele obișnuite de protecție nu acționează la apariția curentului de scurgere, rețelele electrice trebuie prevăzute cu aparate de protecție speciale, care să deconecteze rețeaua de îndată ce curenții de scurgere au valori periculoase. Acționarea rețelelor de scurgere trebuie să fie suficient de rapidă, sub 0,1 s, pentru a realiza o protecție eficace contra electrocutării și a incendiilor și pentru a micșora probabilitatea aprinderii amestecului exploziv în cazul cînd la apariția defectului de izolație există în spațiul înconjurător un amestec exploziv.

BIBLIOGRAFIE

[1] Leibov, R. M. *Scurgeri în rețelele electrice miniere.* Ugletehizdat, Moskva, 1952.

[2] Șișkin, N. F. și Mindeli, G. V. *Electrosecuritatea în minele și încăperile cu pericol de explozie.* Znanie, Tbilisi, 1960.

[3] Mitrov, B. și Teodorov, T. *Metode de încercare pentru determinarea izolației față de pămînt a rețelelor de joasă tensiune.* Deutsche Elektrotehnik, 12/58, nr. 5, p. 33—37.

[4] Akos, C. și Istvan, R. *Cercetări asupra nivelului de izolație și protecția la atingerea în rețelele miniere secundare.* Publicații ale Institutului maghiar de cercetări miniere, nr. 3—4, 1960.

[5] Manea, A. și Loy, T. *Determinarea curenților de scurgere în rețelele electrice miniere și examinarea eficacității folosirii aparatelor pentru controlul rezistenței de izolație.* Lucrările științifice ale Institutului de mine Petroșeni, vol. III, 1962.

[6] Manea, A. *Automatizarea controlului izolației rețelelor de cabluri subterane cu protecție la atingere.* Cercetări metalurgice și miniere, vol. III. 1961.

Calculul eficienței economice a sortării radiometrice

Ing. *S. BOJIN*
și ing. *GH. GHEREA*

Obiectul articolului de față îl constituie prezentarea unei metodologii de stabilire a indicilor tehnico-economici optimi ai sortării radiometrice, a urmăririi operative a indicilor realizați și a rentabilității economice a activității instalației de sortare radiometrică.

Metoda sortării radiometrice se bazează pe proprietatea minereului de uraniu de a emite radiații nucleare gamma, fluxul de cuante gamma fiind proporțional cu cantitatea de izotopi radioactivi emițători gamma, descendenți ai uraniului conținuți în bucățile de minereu.

Astfel, cu ajutorul unui dispozitiv care este capabil să sesizeze și să separe bucățile de minereu, în funcție de conținutul sau cantitatea de izotopi emițători gamma pe care le conțin, minereul poate fi clasat pe sorturi cu diverse conținuturi medii de uraniu.

În fluxul tehnologic de sortare a minereului de uraniu, separarea pe sorturi se face la nivelul mașinii de sortare, al cărei mecanism de execuție este comandat de un radiometru de sortare. Radiometrul compară intensitatea radiației înregistrate de la bucățile de minereu cu un nivel (prag) dinainte stabilit și, în funcție de această comparație, comandă transportarea bucății de minereu la un sort sau altul.

Sortarea radiometrică este posibilă numai în cazul cînd uraniul este neuniform repartizat în masa minereului extras. Datorită mineralizației neuniforme a blocurilor în exploatare, a intercalațiilor de steril din zona mineralizată, de asemenea a diluției care se realizează în procesul de abatere și a amestecării diverselor sorturi de minereu în procesul de transport, elementele volumetrice ale minereului extras pot avea conținuturi dintre cele mai variate, cuprinse între zero și o valoare maximală.

Caracterul și gradul de neuniformitate a repartiției uraniului în masa minereului determină contrastul radioactiv al minereului. Contrastul radioactiv poate varia mult de la un minereu la altul, condiționînd posibilitățile de sortare. Astfel, problema sortării radiometrice a minereului de uraniu dintr-un zăcămînt oarecare pune în prim plan studierea contrastului radioactiv al acestuia.

*

Pe baza contrastului radioactiv și a performanțelor tehnice a utilajelor cu care urmează să se facă sortarea, se stabilesc parametrii de bază și indicii care se pot obține pentru fluxurile de sortare pe care le admite minereul respectiv. Dintre toate variantele posibile, trebuie aleasă aceea care corespunde unei rentabilități economice optime.

În cele ce urmează se vor utiliza următoarele notaţii :

A — minereu iniţial care intră la sortare, în tone ;
a — conţinutul mediu de metal al minereului iniţial, în kg/tonă sau % ;
B — produsul de haldă, în tone ;
b — conţinutul mediu de metal al produsului de haldă, în kg/tonă sau % ;
C — produsul concentrat, în tone ;
c — conţinutul mediu de metal al produsului concentrat, în kg/tonă sau % ;
w — extracţia în greutate a produsului de haldă în raport cu totalul minereului intrat la sortare ;
v — extracţia în greutate a produsului concentrat în raport cu totalul minereului intrat la sortare ;
p_e — cheltuielile de extracţie a unei tone de minereu, în lei/tonă ;
p_t — cheltuielile de transport şi probare a unei tone de minereu, în lei/tonă ;
p_s — cheltuielile de sortare ale tonei de minereu, în lei/tonă ;
p_m — preţul unui kilogram de metal, în lei/kg.

Economicitatea funcţionării instalaţiei de sortare rezultă din diferenţa dintre beneficiul realizat la minereul livrat direct şi cel realizat prin livrarea minereului sortat.

Beneficiul D_1, realizat în cazul livrării minereului nesortat, se calculează din relaţia :

$$D_1 = A \cdot a \cdot p_m - A \cdot p_t - A p_e . \qquad (1)$$

Beneficiul D_2, realizat în cazul livrării minereului sortat, se calculează din relaţia :

$$D_2 = C \cdot c \cdot p_m - C \cdot p_t - A \cdot p_e - A \cdot p_s . \qquad (2)$$

Relaţia (2) poate fi scrisă sub forma :

$$D_2 = A \cdot v \cdot c \cdot p_m - A \cdot v \cdot p_t - A \cdot p_e - A \cdot p_s . \qquad (3)$$

Economia E, realizată prin sortare, este dată de diferenţa :

$$E = D_2 - D_1 = p_m (C \cdot c - A \cdot a) + A (p_t - v \cdot p_t) - A \cdot p_s , \qquad (4)$$

deoarece :

$$A \cdot a = B \cdot b + C \cdot c$$

şi

$$B \cdot b = A \cdot b (1 - v),$$

iar relaţia (4) devine :

$$E = - p_m \cdot A \cdot b (1 - v) + A (p_t - v \cdot p_t) - A \cdot p_s = A [- p_m \cdot b (1 - v) + p_t (1 - v) - p_s] = A [(1 - v)(p_t - p_m b) - p_s]. \qquad (5)$$

Economia specifică e, realizată pe tona de minereu iniţial, are forma :

$$e = \frac{E}{A} (1 - v)(p_t - p_m \cdot b) - p_s = w(p_t - p_m \cdot b) - p_s . \qquad (6)$$

Valorile p_t, p_m şi p_s din relaţia (6) sînt valori constante pentru o perioadă dată şi independente de indicii realizaţi la sortare. Rezultă că variaţia valorii economiei specifice a sortării este determinată, în condiţiile date, numai de valorile indicilor tehnologiei w şi b, realizaţi în urma sortării.

Realizarea diverselor valori pentru w şi b este determinată de contrastul radioactiv al minereului şi de performanţele tehnice ale maşinilor de sortare utilizate.

Indicii w şi b nu sînt independenţi ; relaţia dintre ei se determină experimental din analiza de contrast şi se corectează ţinînd seamă de eficacitatea tehnologică a maşinilor de sortare.

În figura 1 sînt prezentate curbe ale lui $w = f(b)$, determinate experimental pentru diferitele valori ale conţinutului mediu a al minereului iniţial, caracteristice pentru zăcămîntul considerat şi corectate în funcţie de valorile eficacităţilor tehnologice ale maşinilor cu care se sortează minereul. Valorile a_1, a_2 şi a_3 sînt puse în ordinea mărimii lor.

Cunoscînd legea de variaţie a extracţiei produsului de haldă în funcţie de conţinutul mediu al acestora, se pot stabili economiile realizate în diferite variante de lucru, compatibile cu caracteristicile minereului şi cu condiţia satisfacerii conţinutului minim al

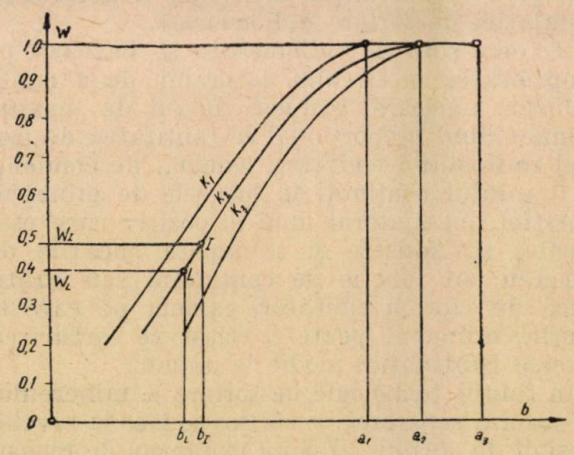


Fig. 1.

produsului concentrat. Coordonatele punctului L reprezintă limita inferioară a indicilor tehnologici care asigură conţinutul limită a produsului concentrat.

Determinarea indicilor tehnologici optimi din punct de vedere economic se face, în general,

prin calcularea economiilor realizate pentru un număr de perechi de valori w și b luate din curbele de contrast de tipul celor din figura 1 și în urma acestor calcule se alege varianta optimă.

În cele ce urmează prezentăm o metodă grafică de determinare a indicilor tehnologici optimi din punct de vedere economic, metodă care elimină necesitatea calculului punct cu punct a economiilor realizabile prin sortare în diferite variante de lucru, care satisfac condiția limită de conținut a produsului concentrat.

Reprezentarea grafică a funcției :

$$e = w\,(p_t - p_m\,b) - p_s$$

se face în forma unei rețele funcționale. Astfel, în sistemul rectangular de coordonate e și w se reprezintă fasciculul convergent de drepte $e = w\,(p_t - p_m\,b) - p_s$ pentru $b =$ const., luat ca parametru.

În figura 2 este prezentată rețeaua funcțională menționată.

Valorile parametrului b cresc de la 0 la valoarea conținutului mediu al minereului care se sortează.

Din relația (6) rezultă că dreptele $e = w\,(p_t - p_m\,b) - p_s$, având pe $b = b_i$ ca parametru, au ordonata la origine $e_0 = p_s$ comună, iar ordonatele la abscisa limită $w = 1$ au valoarea $e_{1i} = p_t - p_m\,b_i - p_s$. Din această reprezentare rezultă că domeniul de existență al funcției e este limitat de dreapta având ca parametru $b = b_0 = 0$, de dreapta având ca parametru b egal cu valoarea maximă pe care o poate avea conținutul mediu a al minereului inițial și de ordonata $w = 1$.

Pentru alegerea variantei optime tehnico-economice a sortării este suficient să reprezentăm funcția $w = f\,(b)$ din figura 1, corespunzătoare de exemplu minereului cu conținutul a_2, în rețeaua funcțională din figura 2 și să alegem, în domeniul valorilor b care satisface condiția de conținut minim al produsului concentrat, acea valoare b_M care corespunde regimului economic optim, adică ordonata maximă a curbei.

Reprezentarea funcției $w = f\,(b)$, din figura 1, se face în felul următor : punctul i de coordonate w_i și b_i se transpune în rețeaua funcțională din figura 2 pe dreapta cu parametrul $b = b_i$, abscisa $w = w_i$. În mod analog se procedează cu toate punctele alese de pe curba considerată și se obține curba K_2.

Prin transpunerea celorlalte curbe corespunzătoare minereului cu conținut mediu a_1 și a_3 în rețeaua funcțională din figura 2, se obțin curbele K_1 și respectiv K_3.

Punctul L din figura 2 reprezintă corespondentul punctului din figura 1 ; abscisa lui și dreapta parametrică care trece prin acest punct constituie indicii tehnologici minimi necesari realizării conținutului limită al produsului concentrat.

În premisa sortării minereului cu conținutul mediu $a = a_2$, economia este maximă dacă

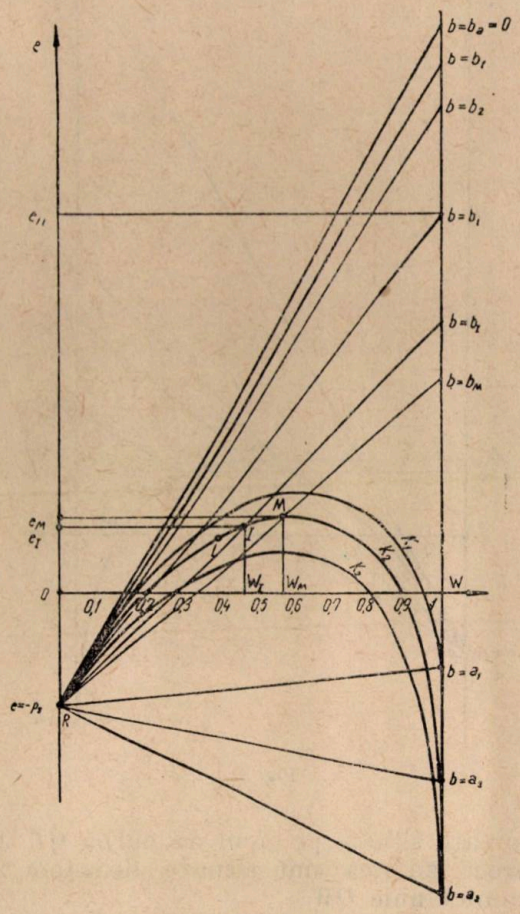


Fig. 2.

se realizează indicii tehnologici w_M și b_M căci punctul de sortare M, determinat de acești indici, are ordonata maximă $e = e_M$. Indicii w_M și b_M astfel determinați sînt acceptabili căci satisfac și condiția de realizare a conținutului minim al produsului concentrat, punctul M fiind situat la dreapta punctului limită L.

Indicii b_M și w_M vor sta la baza fluxului de sortare a minereului inițial cu conținutul mediu a_2.

Analizînd sortarea radiometrică din punct de vedere tehnico-economic pe baza curbei K_2, reprodusă și în figura 3, rezultă următoarele :

1. Sortarea radiometrică este nerentabilă dacă indicii tehnologici adoptați sau realizați determină puncte de sortare situate pe arcele de curbă RQ și NP. În primul caz, extracția produsului de haldă este prea mică, neasigurînd nici conținutul mediu minim al concentratului, iar în al doilea caz, pierderile de uraniu în produsul de haldă sînt foarte mari.

În ambele cazuri punctele sînt situate sub axa economiei nule OW.

2. Sortarea este rentabilă dacă indicii tehnologici adoptaţi sau realizaţi determină puncte

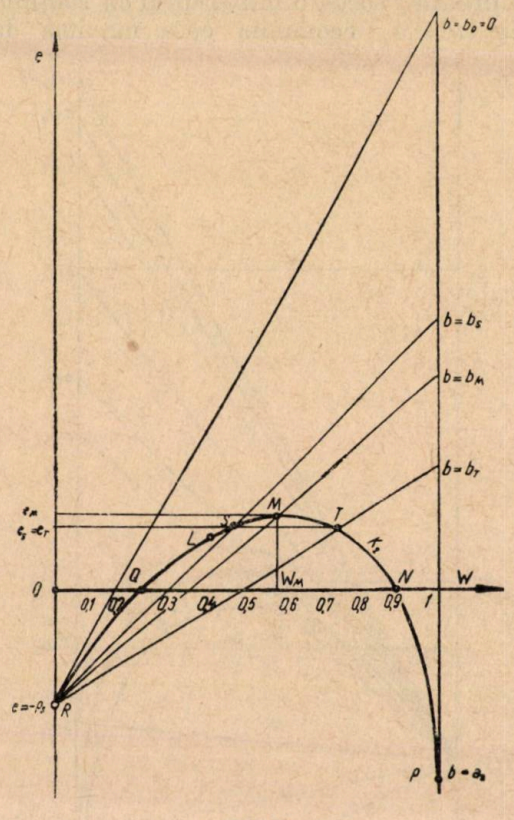


Fig. 3.

de sortare situate pe arcul de curbă QL MN, deoarece acestea sînt situate deasupra axei economiei nule OW.

În acest caz deosebim următoarele situaţii:

a — punctele de sortare se află pe porţiunea de arc QL; sortarea nu este acceptabilă din punct de vedere tehnologic deoarece nu se realizează condiţia conţinutului mediu minim al concentratului;

b — punctele de sortare se află pe porţiunea de arc LMN; se realizează conţinutul mediu minim al concentratului, în punctul de sortare M realizîndu-se economia maximă.

În porţiunea LM, pe măsura creşterii pierderilor de metal în produsul de haldă, economia creşte pînă la valoarea sa maximă în punctul M, iar în porţiunea MN, la creşterea în continuare a pierderilor de metal, economia descreşte de la valoarea maximă la 0 în punctul N. Din două variante de sortare, caracterizate de aceeaşi economie, prima realizată cu indicii tehnologici care determină punctul de sortare S iar a doua punctul T, este de preferat varianta S care admite valorificarea unei cantităţi mai mari de metal din rezerva pusă în exploatare. Varianta T poate fi acceptată numai în cazul cînd prelucrarea hidrometalurgică a unor cantităţi mai mari de concentrat nu este posibilă.

În cazurile cînd, datorită conjuncturii de preţuri şi caracteristicilor minereului şi a tehnicii de sortare, porţiunea acceptabilă din punct de vedere tehnologic pentru sortare sau întreaga curbă de tipul K se găseşte sub axa economiilor nule OW, raţionamentele prezentate mai sus rămîn valabile în sensul urmăririi indicilor tehnologici care asigură sortarea cu pierderi minime în condiţiile date, deci punctul de sortare determinat de indicii de sortare pe curba K trebuie să se situeze cît mai aproape de axa economiilor nule.

Reţeaua funcţională, de tipul celei prezentate în figura 2, oferă o soluţie simplă şi pentru urmărirea operativă a economiei realizate şi a modului de funcţionare a instalaţiei de sortare radiometrică prin poziţia pe care o ocupă pe ea punctul de sortare.

În practica curentă, pentru urmărirea operativă a economiei realizate şi a modului de funcţionare a instalaţiei, este necesară executarea de calcule pentru fiecare pereche de valori w şi b obţinute prin sortare şi compararea indicilor w şi b cu curbele de contrast ale minereului care se sortează.

Prin metoda propusă, reprezentînd punctul de sortare, ordonata acestuia va exprima direct, la scara aleasă, valoarea economiei realizate prin sortare pe tona de minereu, fără să fie nevoie de calcule.

Prin compararea poziţiei punctului de sortare faţă de curba de sortare pe aceeaşi reţea funcţională, tehnologul instalaţiei determină expeditiv în ce sens trebuie modificaţi indicii tehnologici w şi b pentru a obţine condiţiile optime de sortare.

Dacă punctul de sortare nu se află pe curba K, care a stat la baza stabilirii regimului de sortare, este de presupus, fie o dereglare a maşinilor de sortare, fie o schimbare a contrastului minereului şi se impune verificarea maşinilor sau a contrastului radioactiv al minereului sortat.

Măsurarea prin metode electrice a caracteristicilor ciocanelor pneumatice fabricate în țară

Ing. AL. DARABONT
și Z. DULCE

Unul din aspectele introducerii tehnicii noi în industria minieră este proiectarea și executarea de noi utilaje, care să corespundă condițiilor noastre specifice, fiind comparabile în același timp cu cele mai reușite din tehnica mondială.

Proiectarea unor utilaje cu performanțe ridicate se poate face numai dacă s-au studiat și s-au rezolvat în mod științific toate problemele legate de fenomenele care au loc în timpul funcționării lor.

Redarea exactă a acestor fenomene pe cale matematică, în cazul motoarelor pneumatice cu piston liber (perforatoare și ciocane de abataj), este foarte greoaie, de aceea studiul lor prin măsurători a devenit o necesitate.

Pentru evaluarea gradului de perfecționare și scoaterea în evidență a căilor pentru îmbunătățirea construcției mașinilor pneumatice cu acțiune percutanată, în scopul ridicării productivității și economicității lor, este necesar să se cunoască în întregime complexul de fenomene care au loc în timpul funcționării, procesul de lucru al mașinii și bilanțul energetic.

Pentru cercetarea procesului de lucru al acestor mașini, este necesar să se măsoare modul de variație a presiunii aerului în cilindru, legea de variație a spațiului parcurs de piston și organul de distribuție (supapa sau sertarul), precum și temperatura aerului din cilindru.

De asemenea este necesar să se determine consumul mediu de aer în timp, parametrii aerului comprimat care trece prin furtunul de alimentare, numărul de cicluri pe minut și momentul de rotire al sfredelului.

Numărul mare de parametri care sînt independenți și variază în timp, frecvența mare a ciclurilor (de la 20—60 Hz și peste) prezența vibrațiilor deosebit de puternice, creează greutăți în studiul mașinilor de acest gen, necesitînd folosirea unei aparaturi variate și a unor metode speciale de cercetare: metode mecanice, mecano-optice și, mai recent, metode electrice.

În comparație cu celelalte metode, metoda electrică se impune printr-o serie de avantaje, printre care și aceea că permite măsurarea simultană a tuturor parametrilor necesari pentru cercetarea mașinii. Măsurarea în acest caz se reduce, de obicei, la înregistrarea semnalelor electrice prin intermediul oscilografului și știind scara de proporționalitate, se măsoară mărimea.

Ca primă etapă de lucru ne-am propus măsurarea variației presiunii aerului în cilindrii perforatoarelor CP-19 și CP-23 fabricate la uzina Independența — Sibiu.

Pentru măsurarea presiunii se pot folosi traductoare piezoelectrice, capacitive, inductive, cu rezistență de contact și cu fir metalic.

Metoda piezoeletrică se bazează pe efectul piezoelectric, care constă în apariția, în urma încărcării, a unei bune conductibilități la suprafața cristalelor. Cea mai largă răspîndire pentru măsurători o are cuarțul, pentru că acesta reunește o trăinicie mecanică ridicată și înalte însușiri izolatoare. Totuși etalonarea lor și utilizarea pentru măsurători se fac cu oarecare dificultăți, din cauza scăpărilor de sarcină.

Traductoarele capacitive de presiune lucrează pe principiul dependenței capacității condensatorului de distanță dintre armăturile sale. Una din armături este de obicei o membrană, care percepe presiunea.

Distanța mică dintre armături duce la o influență nefavorabilă a temperaturii asupra modului de lucru a traductorului, variația dimensiunilor traductorului cu temperatură ducînd la variația capacității și implicit la erori de măsurare.

Traductoarele de presiune inductive se execută de obicei cu membrană feromagnetică, care percepe presiunea. Variația distanței dintre membrană, sub acțiunea presiunii aerului și circuitul magnetic imobil, provoacă variația reactanței inductive a traductorului.

În traductoarele cu rezistență, variația presiunii provoacă variația rezistenței de contact. În elementele acestui traductor se află grafit sau praf de cărbune.

Aceste traductoare sînt de înaltă precizie dar, din cauza dependenței neliniare a rezistenței traductorului în funcție de timp și datorită fenomenului de histerezis, domeniul lor de utilizare este restrîns.

O largă răspîndire au primit traductoarele de presiune rezistive, cu fir. Construcţia acestor traductoare este variată.

În lucrarea de faţă, pentru măsurarea presiunii în cilindrii perforatoarelor CP-19 şi CP-23,

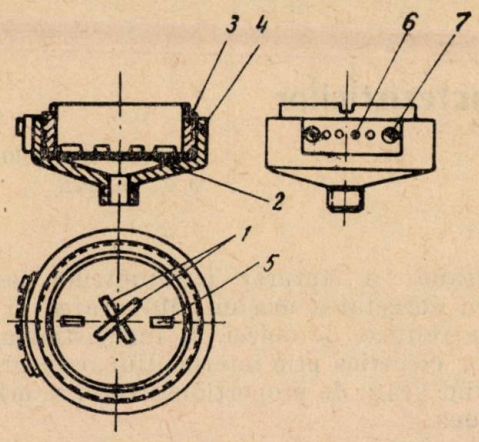


Fig. 1. Traductor de presiune cu membrană.

s-a folosit un traductor cu membrană (fig. 1) format din două traductoare active cu fir *1*, membrana elastică de oţel *2*, piuliţa *3*, corpul *4*, două traductoare compensatoare *5*, bornele de lucru *6* şi bornele de pămînt *7*.

La acest tip de traductoare, membrana, cu diametrul de 20—40 mm, joacă rolul de receptor de presiune. În construcţia acestora nu se poate

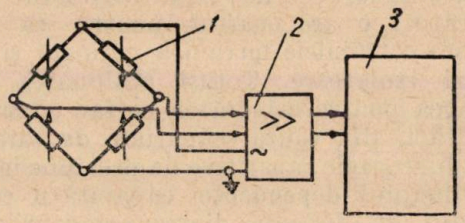


Fig. 2. Schema electrică a traductorului de presiune.

evita formarea unui volum oarecare de ordinul 1—3 cm³, cu care se măreşte volumul cilindrului studiat, însă eroarea de măsurare nu depăşeşte 1—2% [2].

Un alt neajuns al acestor traductoare constă în aceea că variaţia temperaturii membranei, şi prin urmare şi aceea a firului rezistiv, duc la erori de măsurare.

Cea mai bună compensaţie de temperatură se obţine prin lipirea pe membrană, în afară de traductoarele active, şi a unor traductoare de compensare.

În figura 2 este redată schema electrică a traductorului. Cele patru traductoare *1* (două active şi două de compensare) formează o punte. Prin cele patru noduri ale punţii se face alimentarea, respectiv culegerea semnalelor de către puntea tensometrică *2*, ieşirile fiind cuplate la oscilograful cu bucle sau electronic *3*.

I. Studiul perforatoarelor CP-19 şi CP-23

Scopul acestui studiu, după cum s-a arătat mai sus, este de a cerceta pe cale electrică procesele interioare care au loc în perforatoarele CP-19 şi CP-23.

Trebuie remarcat că lucrarea prezintă prima încercare în ţară de a măsura parametrii perforatoarelor prin metode electrice.

Ca primă etapă a cercetării, ne-am propus măsurarea variaţiei presiunii în ambele părţi ale cilindrului celor două tipuri de perforatoare în funcţie de timp, adică ridicarea diagramei „p — t".

Perforatoarele s-au studiat în timpul funcţionării în gol şi în sarcină (în timpul perforării).

Tabela 1

Presiunile la care au fost încercate perforatoarele CP-19 şi CP-23

Perforatorul CP-19				Perforatorul CP-23			
partea cilindrului dinspre mîner		partea cilindrului dinspre sfredel		partea cilindrului dinspre mîner		partea cilindrului dinspre sfredel	
în gol	în sarcină	în gol	în sarcină	în gol	în sarcină	în gol	în sarcină
3,4	5,0	4,5	5,1	3,95	4,5	4,5	4,8
2,9	4,2	3,95	4,2	3,45	4,0	3,95	4,1
2,4	3,75	3,5	3,75	2,9	3,5	3,5	3,6
2,0	3,3	2,9	3,25	2,5	3,0	2,9	3,1
1,5	2,8	2,5	2,8	2,0	2,5	2,5	2,6
1,0	2,3	2,0	2,3	1,5	2,0	2,0	2,1
	1,8	1,5	1,8	1,0	1,8	1,5	
		1,0				1,0	

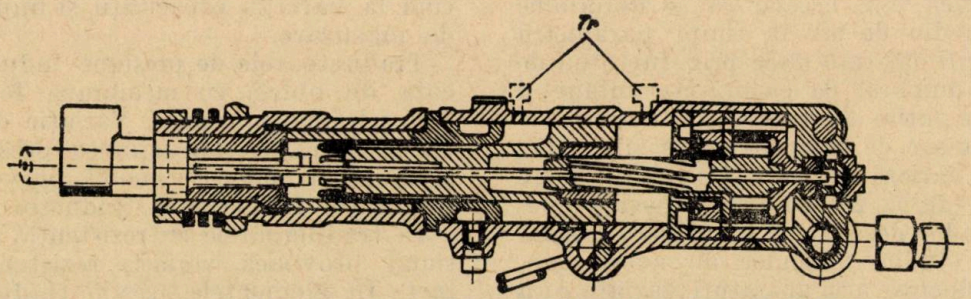


Fig. 3. Amplasarea traductoarelor de presiune la perforatorul CP-23.

Presiunile la care s-au efectuat măsurătorile sînt redate în tabela 1.

Modul de amplasare a traductoarelor de presiune la perforator este redat în figura 3.

Schema instalaţiei experimentale pentru încercarea perforatoarelor, redată în figura 4, este compusă din perforatorul *1*, roca de perforat *2*, amplificatorul cu puntea tensometrică *3*, oscilograful *4* prevăzut cu un aparat de filmat, magnetofonul *5*, traductoarele *6* montate pe perforator, manometrul *7* şi ventilul *8*.

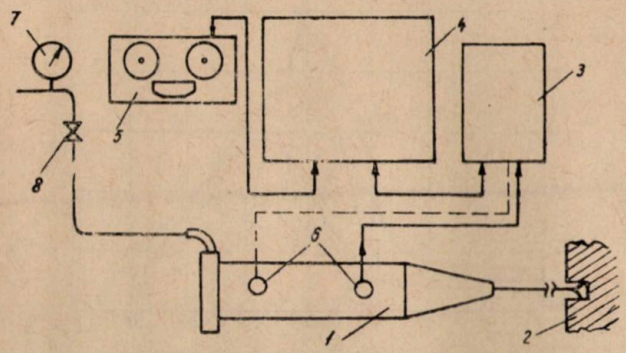


Fig. 4. Schema instalaţiei experimentale.

Simultan cu filmarea semnalelor s-a făcut şi înregistrarea lor pe bandă de magnetofon.

Etalonarea traductorului s-a executat cu ajutorul unui mic compresor, un manometru

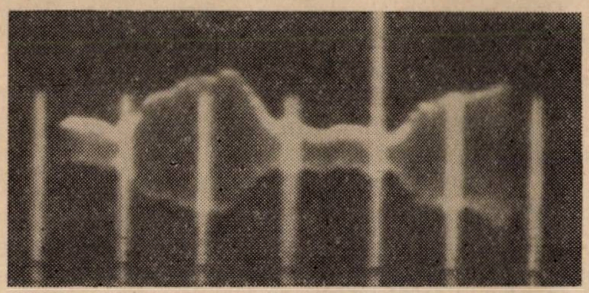


Fig. 5 a.

de precizie, variindu-se presiunea din 0,5 at, de la 0 la 6 at.

În figurile 5 a, b, c şi d, sînt redate fotocopiile oscilogramelor la funcţionarea în gol, după cum urmează :

— figura 5 a, perforatorul CP-19 ; partea cilindrului dinspre mîner la 3,4 at.

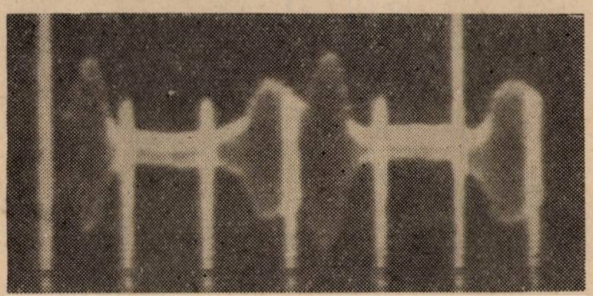


Fig. 5 b.

— figura 5 b, perforatorul CP-19 ; partea cilindrului dinspre sfredel la 4,5 at ;

— figura 5 c, perforatorul CP-23 ; partea cilindrului dinspre mîner la 3,95 at ;

— figura 5 d, perforatorul CP-23 partea cilindrului dinspre sfredel la 4,5 at.

Transpunînd în coordonate „p — t" o parte din oscilogramele obţinute şi analizîndu-le, rezultă următoarele :

1. *Perforatorul CP-19*

Partea cilindrului dinspre mîner, mersul în gol (fig. 6 a).

Porţiunile de curbă au următoarea semnificaţie :

ABC — evacuarea aerului la cursa de revenire ;

CD — formarea pernei de aer şi admisia aerului ;

DEF — admisia şi evacuarea aerului la cursa de lucru.

2. *Perforatorul CP-19*

Partea cilindrului dinspre sfredel, mersul în gol (fig. 6 b).

AB — evacuarea aerului la cursa de lucru ;

BC — formarea pernei de aer ;

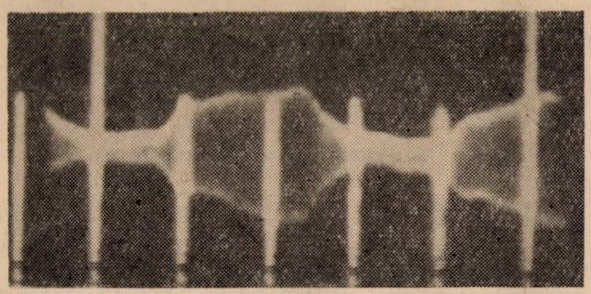


Fig. 5 c.

CD — destinderea pernei de aer la cursa de revenire ;

DE — admisia aerului la cursa de revenire ;

EF — evacuarea aerului.

Se remarcă perna puternică de aer care se formează în faţa pistonului la sfîrşitul cursei

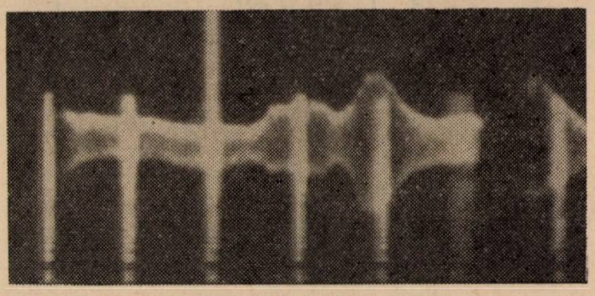


Fig. 5 d.

de lucru, înainte de deschiderea supapei, pernă de aer care este caracteristică situaţiei cind perforatorul lucrează în gol, sau forţa de apăsare este sub 30 kgf [2].

3. *Perforatorul CP-19*

Partea cilindrului dinspre mîner, mersul în sarcină (fig. 6 c).

AB — evacuarea aerului la cursa de revenire;

BC — formarea pernei de aer;

CD — admisia şi evacuarea aerului la cursa de lucru.

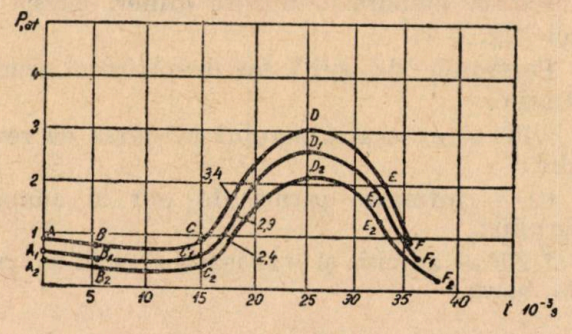


Fig. 6 a. Perforatorul CP-19. Partea cilindrului dinspre mîner; mersul în gol.

4. *Perforatorul CP-19*

Partea cilindrului dinspre sfredel; mersul în sarcină (fig. 6 d).

Porţiunile de curbe au aceeaşi semnificaţie ca la figura 6 b.

S-a lucrat cu o forţă de apăsare $\approx$ 30 kgf.

5. *Perforatul CP-23*

Partea cilindrică dinspre mîner, mersul în gol (fig. 6 c).

AB — evacuarea aerului la cursa de revenire;

BC — formarea pernei de aer şi admisia aerului la cursa de revenire;

CD — admisia aerului şi evacuarea la cursa de lucru.

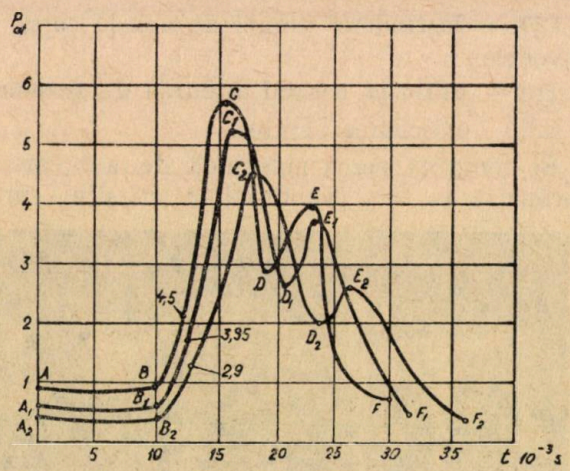


Fig. 6 b. Perforatorul CP-19. Partea cilindrului dinspre sfredel; mersul în gol.

6. *Perforatul CP-23*

Partea cilindrului dinspre sfredel, mersul în gol (fig. 6 f).

AB — evacuarea aerului la cursa de lucru;

BC — formarea pernei de aer;

CD — destinderea pernei de aer;

DE — admisia aerului la cursa de revenire;

EF — destinderea şi evacuarea aerului.

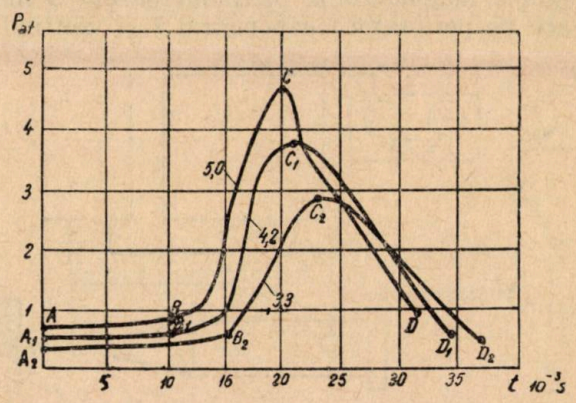


Fig. 6 c. Perforatorul CP-19. Partea cilindrului dinspre mîner; mersul în sarcină.

7. *Perforatorul CP-23*

Partea cilindrului dinspre mîner, mersul în sarcină (fig. 6 g).

Porţiunile de curbe au aceeaşi semnificaţie ca la figura 6 c.

8. *Perforatorul CP-23*

Partea cilindrului dinspre sfredel; mersul în sarcină (fig. 6 h).

Porţiunile de curbe au aceeaşi semnificaţie ca la figura 6 f.

Diagramele „p—t" permit şi determinarea pierderilor de presiune de la racordul la reţea la intrarea în cilindru.

De exemplu la perforatorul CP-19 partea cilindrului dinspre mîner, mersul în sarcină,

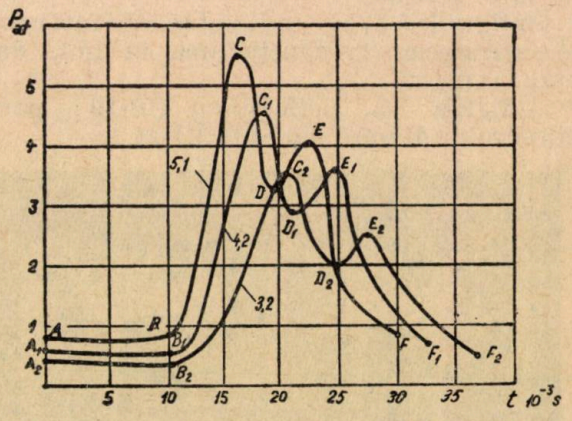


Fig. 6 d. Perforatorul CP-19. Partea cilindrului dinspre sfredel; mersul în sarcină.

la 5 at, pierderea de presiune este de 0,5 at, iar la partea cilindrului dinspre sfredel, mers în gol la 4,5 at, pierderea de presiune este de 0,65 at (punctul E).

La perforatorul CP-23, de exemplu, pentru partea dinspre mîner a cilindrului, mers în sarcină, la 4,5 at, pierderea de presiune este

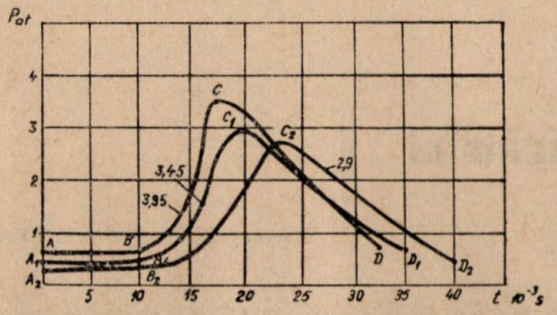


Fig. 6 e. Perforatorul CP-23. Partea cilindrului dinspre mîner ; mersul în gol.

de 0,4 at, iar pentru partea cilindrului dintre sfredel, mers în sarcină, la 4,8 at, pierderea de presiune este de 1,3 at.

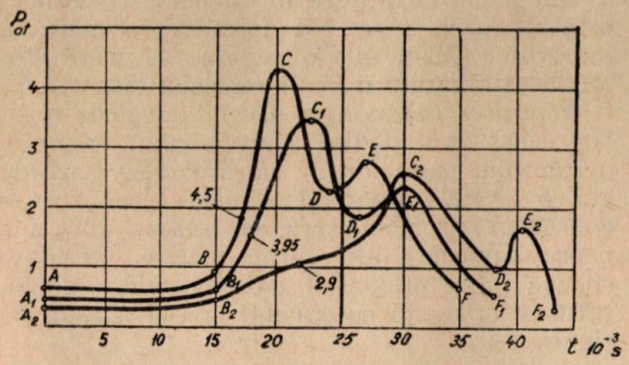


Fig. 6 f. Perforatorul CP-23. Partea cilindrului dinspre sfredel ; mersul în gol.

Dependenţa frecvenţei loviturilor de presiune şi regimul de lucru este redată în tabela 2.

Tabela 2

Dependenţa frecvenţei loviturilor perforatoarelor CP-19 şi CP-23 de presiune şi regimul de lucru

Perforatorul CP-19				Perforatorul CP-23			
în gol		în sarcină		în gol		în sarcină	
presiunea at	nr. lov./min	presiunea at	nr. lov./min	presiunea at	nr. lov./min	presiunea at	nr. lov./min
4,5	2 000	5	2 000	4,5	1 720	4,8	1 715
3,95	1 935	4,2	1 865	3,95	1 650	4,5	1 680
3,4	1 815	3,75	1 760	3,45	1 550	4,1	1 540
2,9	1 765	3,3	1 620	2,9	1 435	3,6	1 460
2,4	1 675						

Concluzii

1. Măsurarea pe cale electrică a caracteristicilor perforatoarelor, aplicată de autori pentru prima oară la perforatoarele fabricate în ţară, permite determinarea acestor caracteristici în condiţii concrete de lucru, avînd posibilitatea de a se scoate în evidenţă influenţa factorilor şi a parametrilor constructivi asupra funcţionării perforatorului. Aceste elemente sînt deosebit de utile în vederea proiectării unor perforatoare cu performanţe superioare.

2. Diagramele „p — t" permit determinarea variaţiei presiunii în cilindru, corespunzătoare diferitelor faze de lucru şi a pierderilor de

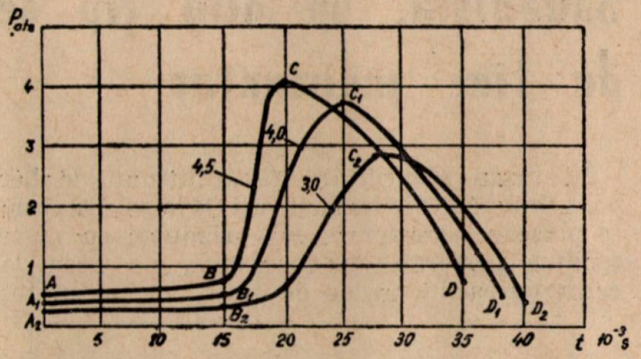


Fig. 6 g. Perforatorul CP-23. Partea cilindrului dinspre mîner ; mersul în sarcină.

presiune datorită rezistenţelor locale de la racordul la reţea la intrarea în cilindru.

3. De asemenea, diagramele „p — t" permit determinarea frecvenţei loviturilor pistonului şi influenţa condiţiilor de lucru (presiunea, mers în gol sau în sarcină) asupra acesteia.

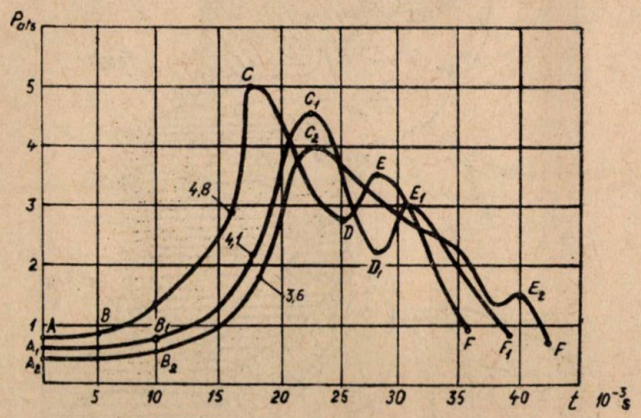


Fig. 6 h. Perforatorul CP-23. Partea cilindrului dinspre sfredel ; mersul în sarcină.

4. Prin extinderea studiului şi asupra altor parametri (viteza pistonului, cuplul de rotire, turaţia sfredelului) se vor putea aduce contribuţii substanţiale la îmbunătăţirea caracteristicilor perforatoarelor fabricate în ţară.

BIBLIOGRAFIE

[1] Iuşin. V. V. *Issledovanie şahtnih pnevmomaşin elektriceskimi metodami izmerenia.* Gosgortehizdat, Moskva, 1963.

[2] Alimov, O. D., Basov, I. G. ş. a. *Burilnie maşini.* Gosgortehizdat, Moskva, 1960.

[3] Turicin, A. M. *Măsurarea mărimilor neelectrice prin metode electrice.* Ed. tehnică, Bucureşti, 1957.

Săvădisla, un nou tip de zăcămînt de fier sedimentar

Geolog *NIȚĂ PION PETRE*

În urma identificării zăcămîntului de fier oolit limonitic din bazinul văii Căpușul Mic, care se plasează stratigrafic sub orizontul cu nummulites perforatus al eocenului, s-a trecut la continuarea lucrărilor de prospecțiuni în tot

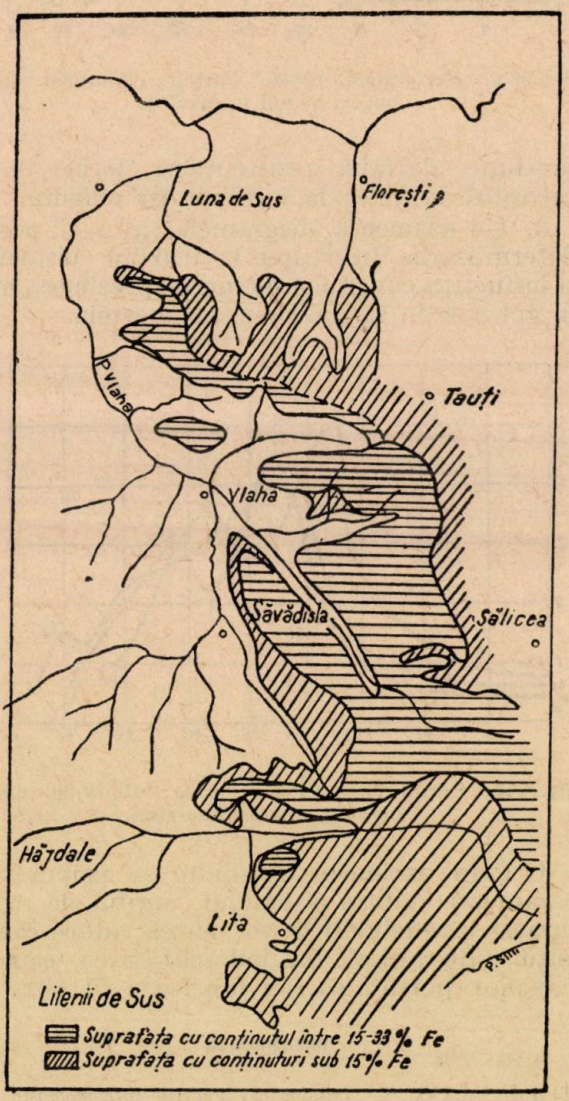


Fig. 1. Schița zăcămîntului de oxizi de fier de la Săvădisla.

cuprinsul eocenului. Rezultatele obținute au dus la punerea în evidență la Săvădisla a unui nou tip de zăcămînt de minereu de fier, diferit de cel de la Căpuș, atît ca geneză, cît și ca poziție stratigrafică.

Zăcămîntul de fier sedimentar Săvădisla se află situat în raionul Turda, Regiunea Cluj, în perimetrul localităților Săvădisla-Vlaha-Vălișoara și Luna de Sus (fig. 1), la o distanță de 15—20 km de Cluj.

Din punct de vedere morfologic, zăcămîntul este situat la 3 km est de marginea sudică a masivului Gilău, într-o regiune de culmi domoale, străbătute de văi cu debit scăzut.

Depozitele care conțin nivelul feruginos aparțin eocenului mediu (lutețianului), anume, orizontului marnelor și calcarelor cu Corbula galica LAMK (orizontul argilelor cenușii), care constituie cel de-al treilea orizont din cele patru cunoscute ale seriei marine inferioare eocene (între orizontul cu nummulites perforatus și orizontul calcarului grosier inferior — figura 2).

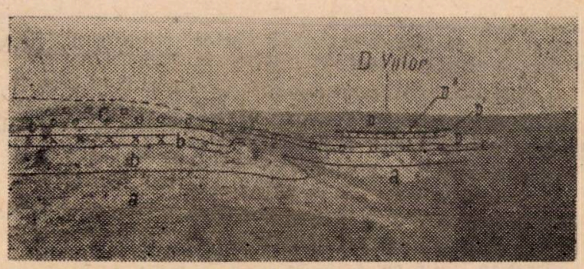


Fig. 2. Orizonturile seriei marine inferioare și nivelul feruginos (la est de pîrîul Vlaha):

a — orizontul argilelor vărgate inferioare; *b* — orizontul cu Anomia *b'* — nivel lumașel cu Gryphaea sp.; *c* — orizontul cu nummulites perforatus; *D* — orizontul marnelor cu Corbula gallica LAMK; *D'* — nivelul calcaros cu Velates; *D''* — nivelul feruginos.

Succesiunea orizontului marnelor cu Corbula gallica LAMK este definită de următoarele nivele:

1 — nivelul marnos și calcaros bazal cu Clamis multicostata POLI (5—6 m);

2 — nivelul marnos cu ostrei și Corbula gallica LAMK, (9—15 m);

3 — nivelul marno-calcaros și calcaros cu mulaje de moluște mari și Corbula gallica LAMK (nivelul cu Velates din literatură, gros de 4,5 pînă la 6 m);

4 — nivelul marnos-grezos-nisipos ferolitic sau glauconitic, cu mulaje de moluște și dinți de

squali (0,10—2 m), în care se află cantonat nivelul feruginos Săvădisla;

5 — nivelul marnos cu moluşte (Ampullina grossa DESH, Turritella sp. Rimella fissurella LAMK, Rostellaria goniophora BELLARDI etc.) de 50—60 m grosime;

6 — nivelul superior de nisipuri cu intercalaţii de gresii şi conglomerate sărac fosilifere, reprezentînd tranziţia către calcarul grosier inferior (10—20 m).

Nivelul marnos-grezos-nisipos ferolitic sau glauconitic, în care se află cantonat minereul de fier, este alcătuit, aşa după cum îl arată şi denumirea, dintr-o varietate de roci ca marne, gresii şi nisipuri feruginoase cu caracter fin sau grosier, variat colorate, de la verde (glauconit) pînă la galben şi cărămiziu (limonit), cimentat cu ciment calcaros sau feruginos, conţinînd mulaje de moluşte şi dinţi de squali, aparţinînd genului carharodon.

Grosimea nivelului variază între 0,10 şi 2 m; grosimea cea mai frecvent întîlnită (situată în partea de nord a regiunii, între Vlaha şi Litenii de Sus) se menţine între 0,50 şi 0,70 m, scăzînd treptat pe versantul de vest al dealului Pădurea Mare, unde atinge grosimea de 0,30—0,40 m. Culcuşul stratului este constituit din calcare sau marno-calcare fosilifere (partea superioară a nivelului cu Velates, cunoscut din literatură), cu foraminifere (miliolide), plăci şi spini de echinoizi sau fragmente de cochilii bine cimentate, împreună cu o bogată faună de moluşte bine conservate, atribuite luteţianului superior, dintre care citäm : Turritella imbricateria LAMK (Vlaha, dealul Viilor, Vălişoara); Griphaea brongniarti BRONN (Luna de Sus, Vlaha, Vălişoara); Spondilus sp. (peste tot); Natica sp. (peste tot); Rostellaria goniophora BELL (Vlaha, Vălişoara, Lita); Panope heberti (BOSQUET) (Vlaha); Clamis sp. (pîrîul Vălişoara, versantul drept); Echinoideia sp. (dealul Viilor, Vlaha, Vălişoara); Ampullina patula LAMK (Vlaha); fragmente crustacee (Lita); Corbula gallica LAMK (Vlaha, dealul Viilor); Rimella fissurella LAMK.

Coperişul stratului este constituit din marne sau marne argiloase cenuşii-verzui cu fragmente de mulaje de ostrei, pachet a cărui grosime nu depăşeşte 60 m.

Coloritul diferit al nivelului feruginos în diferitele sectoare demonstrează modul deosebit de repartiţie al fierului pe orizontală şi gradul diferit de transformare a glauconitului — principala sursă generatoare de fier. Prin ruperea reţelei cristaline a glauconitului, în urma unor procese de alterare puternică, au fost eliberaţi constituienţii lui mineralogici printre care şi fierul, acumulat ulterior sub forma de limonit sau hidrohematit.

În regiunea Luna de Sus — Filea, repartiţia glauconitului în stratul feruginos se observă mai ales în partea de vest (la nord de pîrîul Finiş şi la sud-est de Vlaha), pe marginea versantului dealul Pădurea Mare şi dealul Mare (între Săvădisla şi valea Hăjdate), precum şi la sud de localitatea Filea de Sus. În acest ultim sector (la aproximativ 1 km sud-vest de localitatea Filea de Sus) stratul devine verde-gălbui, indicînd un conţinut în fier pînă la 15,5%.

La vest de Luna de Sus (în amontul pîrîului Maiurveghi), la nord de Vlaha (în dealul Viilor) cît şi de o parte şi de alta a pîrîului Vălişoara, stratul feruginos se prezintă ca o marnă galben-ruginie, alterată la suprafaţă, cu un conţinut mai bogat în fier, spre deosebire de cel de la nivelul pîraelor Andraş şi Fînaţelor, care devine roşcat cărămiziu, puternic cimentat, cu ciment feruginos, prezentînd conţinuturi de peste 25%. Acelaşi aspect cărămiziu al stratului a fost constatat şi prin lucrări de foraje la 300 m vest de localitatea Vălişoara şi, de asemenea, la 300 m est de confluenţa pîraelor Hăjdate şi Lita, identificat prin lucrări miniere.

La sud de falia Filea de Sus—La Alune, lucrările de dezvelire au pus în evidenţă glauconit în stare curată, de culoare verde intens, asemănător celui de sub versantul vestic al dealului Coasta Mare cunoscut, de asemenea, prin lucrări miniere.

Studierea petrografică în detaliu a stratului cu un conţinut mai ridicat în fier, reprezentat mai frecvent prin marne şi gresii feruginoase, arată că acesta este constituit din numeroase granule, diferit colorate (verde, brun, cărămiziu sau negru), de dimensiuni variabile (sub 1 mm Ø), parţial sau total rotunjite, prinse într-o masă argilo-calcaroasă sau marno-feruginoasă cu rare fragmente de cuarţ (Vlaha, Vălişoara, Lita) apărînd uneori bine consolidate. Culoarea predominantă a nivelului feruginos este cenuşie-gălbuie, sau galbenă-cărămizie cu pete de alterare ruginii, datorate limonitizării. Culoarea mai verzuie indică prezenţa în rocă, în anumite procente, a glauconitului parţial alterat, iar culoarea verde — a glauconitului în care fierul lipseşte.

Zgîriată, roca lasă urme portocalii cu atît mai intense cu cît zgîrietura afectează zone mai bogate în granule de limonit.

Studiile mineralogice, executate în cadrul laboratoarelor Comitetului geologic pe un număr mare de secţiuni, au arătat că limonitul se prezintă sub forma unor îngrămădiri sau cruste, mai mult sau mai puţin circulare, alături de care, în cantitate mai mică, se dispune material detritic, reprezentat prin cuarţ psamitic metamorfozat (Vlaha-dealul Viilor).

Se remarcă abundenţa unui mineral fibros fin, criptocristalin, de culoare verde, determinat ca glauconit, în interiorul căruia se observă

frecvent aglomerări brune de limonit generat secundar.

În secțiunile cu conținut mai ridicat în fier (25—33%) pasta care leagă elementele componente prezintă culoare galbenă-cărămizie, spre deosebire de secțiunile cu un conținut mai scăzut, unde capătă culoare deschisă, fixînd elemente diferit colorate (alb, gălbui și negre cafenii) de cuarț, limonit, hematit și magnetit.

Observațiile sub microscop a unei probe de minereu din regiunea Săvădisla indică prezența fierului în cantități variabile, gradul de acumulare al acestuia fiind în funcție de posibilitățile de alterare a glauconitului prin ruperea totală sau parțială a rețelei cristalografice a acestuia.

Acest fapt a fost confirmat și de rezultatele unor analize chimice care indică lipsa totală sau prezența în cantități reduse a unor elemente labile (K, P), de unde rezultă că în stabilirea valorii economice a mineralizațiilor de acest tip este greșit să se plece de la raportul Fe:K (raport calculat la 1 : 2—3), existent în rețeaua glauconitului, așa cum susțin unii cercetători [1].

Datele furnizate de ICEMIN, care se referă la studiul mineralogic informativ al unei probe de minereu de fier de la Săvădisla, demonstrează asemănarea ei cu minereul de la Căpuș Nord, arătînd că „minereul are aspectul unei gresii cu textură masivă, constituită din oolite de hidrohematit, cuprinse într-un ciment slab, alcătuit din minerale argiloase, carbonați, cuarț, feldespat și glauconit".

Culoarea minereului variază de la cenușie-gălbuie la galbenă în funcție de gradul de impregnare cu limonit al cimentului.

Aceleași date consemnează și compoziția mineralogică a zăcămîntului care este alcătuit din hidrohematit (35—40%), limonit (4—6%), carbonați de calciu și magneziu (10—15%), cuarț (10—15%).

Ceea ce se remarcă este asociația strînsă între glauconit și granulele de hidrohematit, de care sînt legate conținuturile în vanadiu și fosfor, primul apărînd ca substituent izomorf al fierului, iar ultimul fiind legat de hidrohematit ca rezultat al fenomenului de chimio-absorbție al ionilor de PO_4^{-3} de către gelul de hidroxizi de fier [2].

În cele ce urmează se prezintă descrierea mineralogică a elementelor constituente, în special a limonitului și glauconitului, ultimul considerat ca sursă principală de generare a fierului.

Limonitul se găsește reprezentat atît în cimentul rocii sub formă de pulbere, cît și pe suprafață, sau între cristalele de glauconit, sub formă de aglomerări, cruste și granule, colorate diferit de la galben la maroniu, în funcție de gradul de acumulare al acestuia, rezultat în cea mai mare măsură din alterarea prin oxidare puternică a granulelor de glauconit.

Glauconitul se găsește frecvent diseminat în masa rocii sub forma unor granule semirotunjite, de culoare verde, cînd nu este alterat, sau verde pal, parțial alterat, de dimensiuni pînă la 0,7 mm Ø, cînd prezintă suprafețe limonitizate, observîndu-se o trecere gradată de culoare, mai ales în sectoarele zăcămîntului cu conținut bogat în fier.

Cuarțul și feldspatul se prezintă sub forma unor aglomerări, sau ca granule diseminate în masa rocii, atingînd dimensiuni pînă la 1 mm Ø.

Carbonații fac parte constitutivă din cimentul rocii, ei fixînd celelalte elemente, inclusiv limonitul, care în dese cazuri apare sub forma unor impregnații, alături de cuarț, feldspat, glauconit și minerale argiloase, ultimele în proporție cantitativă superioară față de rest.

În concluzie, din analiza mineralogică a minereului de la Săvădisla, rezultă că, spre deosebire de zăcămîntul de la Căpușul Mic, fierul a fost generat secundar prin distrugerea rețelei cristaline a glauconitului în urma alterării acestuia, fiind depus ulterior sub formă de hidrohematit și limonit în cantități diferite, în funcție de gradul de oxidare a glauconitului.

Observațiile de teren și de laborator au arătat că zăcămîntul de fier de la Săvădisla s-a depus în condiții diferite față de zăcămîntul oolit-limonitic de la Căpușul Mic, născut prin precipitare sub acțiunea apei marine în jurul unui nucleu detritic datorită sarcinii contrare, într-un mediu agitat, calcaros și bine aerisit.

Aceste condiții diferite au determinat ca într-o fază inițială să aibă loc depuneri cu precipitare vastă de glauconit. Ulterior, prin oxidarea puternică a glauconitului, a fost distrusă rețeaua sa cristalină, eliberîndu-se fierul sub formă solubilă, care a fost redepus într-o fază secundară. Pe de altă parte, fierul, rezultat prin alterarea superficială a unor roci de pe continent, s-a depus în condiții de adîncime redusă. În acest ultim caz oxizii ferici provin în urma unui șir întreg de procese diagenetice, cantitatea depusă fiind mult inferioară celei rezultate prin degradarea glauconitului.

Datele din literatură arată că printre sursele care ar fi generat depunerile de fier de pe rama de est a bazinului Transilvaniei, inclusiv cea de la Săvădisla, se numără amfibolitele cu actinot, hornblendă și epidot. Acestea ar forma, după E. Stoicovici (1961), varietatea cea mai importantă a corpurilor de amfibolite din regiune. La ele se mai adaugă șisturile cloritoase cu un conținut bogat în fier din clasa cloritei și de oxizi de fier și de titan. Rocile menționate au fost întîlnite în vestul regiunii Săvădisla, Gilău, Căpușul Mic și Dumbrava, în formațiunile cristaline care constituie rama de vest a bazi-

nului Transilvaniei, la 1—6 km distanţă de ivirile de fier sedimentare, cunoscute la Căpuş şi Săvădisla.

Aşa cum rezultă din observaţiile de teren, fierul de la Săvădisla se găseşte cantonat într-o argilă clcaroasă glauconitică. Sedimentarea acesteia s-a produs după punerea în loc a nivelului calcaros cu Velates din cadrul luteţianului, cînd s-a declanşat o perioadă de oxidare puternică a glauconitului, eliberînd fierul pe lîngă alte elemente din reţeaua cristalină a acestuia.

Într-o fază secundară s-a produs concentrarea fierului sub o formă de limonit, concomitent cu depunerea argilelor calcaroase în care se găseşte diseminat, în condiţiile unor linii litorale foarte dezmembrate, cu arhipelaguri, sau cu depunerea unor materiale de gangă de natură feruginoasă în care sînt prinse numeroase resturi organice.

Tabela 1

Compoziţia chimică a unor probe reprezentative de minereu de fier

Componenţii	Zăcămîntul Săvădisla (după Com. geologic, 1961)	Zăcămîntul Căpuş Nord (după ICEMIN, 1961)	Zăcăminte lagunare din Carelia — U.R.S.S. (după Ruhin, 1953)	Zăcăminte oolitice din Kerci U.R.S.S. (după Ruhin, 1953)	Zăcăminte de oxizi Hopper — U.R.S.S. (după Ruhin, 1953)	Zăcăminte de oxizi din anomalia magnetică de la Kursk — U.R.S.S. (după Ruhin, 1953)
SiO_2	34,35	26,81	19,27	22,26	3,42	1,09
				36,53	11,89	6,55
TiO_2	0,55	0,14	0,29	0,12	0,11	0,12
				0,55	0,21	
Al_2O_3	5,15	3,75	8,12	1,71	5,23	0,73
				7,95	11,52	2,49
Fe_2O_3	31,15	—	35,10	14,67	48,63	39,72
				54,73	79,26	75,86
FeO	2,10	—	—	2,14	0,14	27,66
				4,32	0,28	12,18
Fe	20,67	24,10	—	—	—	—
MnO	3,25	—	1,06	0,21	0,80	0,12
				0,40	1,79	0,07
Mn	—	urme	—	—	—	—
CaO	0,45	13,60	2,61	0,20	0,53	0,48
				24,20	16,98	0,78
MgO	3,25	3,94	—	0,50	0,13	0,99
				1,90	0,41	1,10
S	0,04	0,10	—	0,12	0,03	0,09
				0,16	0,11	0,86
SO_3	—	—	—	—	0,13	—
					0,13	
As_2O_3	—	—	0,068	—	0,017	0,008
					0,027	
P_2O_5	0,71	—	2,45	0,30	0,19	0,061
				3,54	5,32	0,41
P	—	0,33	—	—	—	—
V_2O_5	—	—	—	—	urme	7,66
V	—	0,03	—	—	—	—
K_2O	2,53	—	—	—	—	—
K	2,10	—	—	—	—	—
Na	0,32	—	—	—	—	—
CO_2	5,65	—	—	—	—	—
P.C.	—	16,32	17,11	3,96	6,17	7,66
				6,81	16,93	15,89
H_2O peste 105°C	5,55					

În tabela 1 sînt prezentate date privind compoziţia chimică a unor probe reprezentative de minereu din zăcămîntul Săvădisla, Căpuş Nord, precum şi a unor probe din alte zăcăminte de oxizi de fier din U.R.S.S.

O analiză suplimentară, care se referă la fierul de la Săvădisla legat de oxizi, carbonaţi şi silicaţi, executată de laboratoarele Comitetului geologic, arată următoarele conţinuturi: 29,6% Fe_2O_3 hidratat solubil în oxizi; 2,1% FeO legat de CO_2 şi SiO_2; 1,6% Fe_2O_3 legat de SiO_2.

Din datele de analiză chimică a rezultat un procent mediu în fier de 22,3% legat de oxizi şi carbonaţi, care creşte sau scade în diferite sectoare ale zăcămîntului, în funcţie de posibilităţile lui de acumulare, legate de gradul de alterare a glauconitului.

Comparînd chimismul probelor recoltate din nivelul feruginos Săvădisla şi Căpuş Nord, asemănătoare între ele în ceea ce priveşte conţinutul în fier total, s-au putut constata valori mai scăzute la Săvădisla (circa 22,3) faţă de Căpuş Nord, unde conţinutul este de circa 24,1%.

Referindu-ne la conţinutul în SiO_2, acesta este mai mare la Săvădisla cu circa 7,5 puncte, iar raportul de bazicitate în acest caz fiind mai scăzut, $\frac{MgO + CaO}{SiO_2 + Ao_2O_3} = 0{,}14$, influenţează calitatea fontei [2].

Ceea ce diferă de minereul de la Căpuş Nord, este proporţia selectivă între mineralele constituente ale cimentului granulelor de hidrohematit şi anume: mai multe minerale argiloase (25—30%), mai puţini carbonaţi (10—15%) şi un grad mai mare de impregnare cu limonit al cimentului (4—6%).

După datele ICEMIN, care a executat cercetări de preparare a minereului de la Săvădisla în fază de laborator asupra unei probe în greutate de 500 kg, rezultă că fierul se găseşte sub formă de „oolite hidrohematitice", în proporţie de 35—40% din masa probei şi sub formă de limonit, în proporţie de 4—6%. Din aceeaşi analiză rezultă că limonitul, în proporţie de 10—13% din fierul total al probei de minereu, se prezintă ca o pulbere micronică, care impregnează neomogen cimentul de minerale argiloase şi carbonaţi ai oolitelor de hidrohematit şi se elimină o dată cu acestea în decursul operaţiilor de preparare.

*

Cercetările efectuate asupra zăcămîntului de la Săvădisla au dus la identificarea unui nou tip de zăcămînt, diferit de cel de la Căpuşul Mic, atît prin geneză, cît şi ca poziţie stratigrafică.

Minereul de fier a fost depus secundar, în urma alterării parţiale sau totale a glauconitului, sub forma unor aglomerări, cruste şi

granule de limonit, prinse într-o pastă neuniformă, care constituie cimentul rocii de natură hidrohematitică, împreună cu elemente de carbonaţi, silicaţi şi minerale argiloase. Dezvoltarea în extindere a fierului se suprapune cu zonele de alteraţie mai avansată a glauconitului, în care concentratele de fier ating procente variabile, cuprinse între 15 şi 34%, ceea ce indică un caracter neuniform al acestui tip de zăcămînt, deosebit de tipurile comune de zăcăminte de oxizi din ţară noastră, unde acumulările cu conţinuturi ridicate prezintă o uniformitate în repartiţia lor (oolitele limonitice în zona marginală a bazinului sedimentar), spre deosebire de glauconit care se depune în exterior.

Datele de explorare demonstrează că fierul de la Săvădisla se dezvoltă mai ales în bazinul pîrîului Vălişoara cu perspective de extindere spre sud şi vest, unde nu se exclude posibilitatea existenţei aceloraşi condiţii de formare a fierului.

Stabilirea unor procedee tehnologice de valorificare economică a acestui nou tip de zăcămînt cu un conţinut în fier mai scăzut faţă de Căpuşul Mic, ar permite continuarea cercetărilor geologice şi eventual creşterea volumului de rezerve de fier cunoscute pînă în prezent pe rama de vest a bazinului Transilvaniei.

BIBLIOGRAFIE

[1] Chiriac, M. *Referat la raportul de prospecţiuni pentru fier la vest de Cluj.* Arhiva Comitetului geologic, 1962.

[2] * * * *Raportul DP7-F61,* ICEMIN, 1962.

[3] Caieux, L. *Les minerais de fer oolitique de France,* Paris 1909 I, 1922.

[4] Goretki, I. K. *Condiţiile de formare şi unele legi în repartiţia zăcămintelor de minereuri sedimentare şi sedimentar metamorfice.* Analele romîno-sovietice, seria geologie-geografie, 4, 1954.

[5] Klotov, B. P. *Diferenţierea elementelor în timp prin alterare şi legile răspîndirii zăcămintelor metalifere de origină sedimentară.* Analele romîno-sovietice, seria geologie-geografie, 6, 1953.

[6] Mészaros, N. *Studiul litofacial şi paleogeografic al depozitelor marine eocene medii la vest şi sud-vest de Cluj.* Studie Universitatis Babeş-Bolyai, Cluj, seria a II-a, 1960.

[7] Niţă Pion P. *Asupra unui nou nivel ferolitic în eocenul din împrejurimile Clujului.* Dările de seamă ale Institutului geologic, febr. 1962.

[8] Nită Pion, P., Vasilescu, Gh. şi Vasilescu, M., *Contribuţii la stratigrafia depunerilor eocene din regiunea Huedin-Cetăţele-Păniceni.* Dările de seamă ale Institutului geologic, 1963.

[9] Răileanu, Gr. şi Saulea, E. *Paleogenul din regiunea Cluj şi Jibou (nord-vestul bazinului Transilvaniei).* Anuarul Comitetului geologic. XXIX, 1956.

[10] Vinogradov, C., Barbu, Iz. şi Hesselman, A. *Contribuţii la cunoaşterea zăcămîntului sedimentar de fier de la Căpuş.* Studii şi cercetări de geologie. Academia R.P.R., nr. 2, Tom 8. 1963.

Note

Cale de reducere a pierderilor în rambleu la exploatarea zăcămintelor de metale neferoase

Ing. *V. GABRIAN*

Dat fiind importanţa deosebită pe care o are producţia de metale neferoase, în cele ce urmează se va indica una din sursele principale ale pierderilor de metale neferoase în cadrul procesului de exploatare şi se vor schiţa unele căi de reducere a ei.

*

Elementele utile, conţinute în minereurile de metale neferoase (complexe şi cuprifere) extrase, sînt reprezentate de sulfuri metalice al căror conţinut variază între 5 şi 65%.

Conţinutul relativ redus al metalelor neferoase impune minereurilor extrase aplicarea obligatorie a unui procedeu de preparare mecanică cu ajutorul căruia să se elimine sterilul din masa supusă preparării, rezultînd concentrate în care conţinutul de metale creşte de cîteva ori.

Realizarea sarcinii de plan — metale în concentrate — este în funcţie de conţinutul mediu al minereului livrat de mină instalaţiei de preparare.

Totodată conţinutul în elemente utile a minereului extras depinde de conţinutul geologic al rezervelor din zăcămînt, deschise şi pregătite pentru exploatare.

Practica mai multor exploatări miniere demonstrează cazuri cînd mina livrează minereu uzinei de preparare din diferite panouri al căror conţinut mediu corespunde celui planificat şi totuşi minereul din alimentarea instalaţiei are un conţinut mai scăzut în elementele utile respective.

Acest fenomen se datorește mai multor cauze, generate de tehnologia exploatării subterane. Lucrarea de față va trata numai una din aceste cauze — pierderea în timpul excavării a elementelor utile în vatra abatajului formată din rambleu.

*

Exemplificarea acestei probleme se face pe baza observațiilor efectuate în cursul anului 1962, în subteran, la E.M Baia Sprie. La această mină pe perioada respectivă s-a exploatat 87,7% din panourile supuse excavării prin metoda cu fîșii orizontale direcționale și rambleierea spațiului abatat, 2,5% prin fîșii orizontale, transversale și rambleiere, iar 9,8% prin metoda cu înmagazinare. Prin urmare, cu ajutorul metodei de exploatare cu fîșii orizontale și rambleiere s-a excavat în total 90,2%.

Această metodă, pe lîngă faptul că are o productivitate a muncii în abataj foarte scăzută, mai prezintă și marele dezavantaj că minereul excavat vine în contact cu vatra abatajului formată, în acest caz, din masa sterilă de rambleu.

Sulfurile de metale neferoase, în special galena, sînt foarte friabile. Astfel, în procesul de împușcare, zonele cele mai bogate în metal se sfărîmă pînă la o granulație extrem de fină. Particulele de sulfuri metalice sub formă de praf sau granule fine sînt antrenate, pe de o parte de apa provenită de la perforajul umed iar pe de altă parte, în faza de încărcare și transport al minereului, partea cea mai mărunță și cea mai bogată se scurge spre vatră, amestecîndu-se cu materialul steril de rambleu.

Astfel, în panoul nr. 19 de pe filonul principal al orizontului XIII, media conținutului de metal în zăcămînt era :

Pb — 2,78%;
Zn — 1,70%;
Cu — 1,90%.

După terminarea operației de rambleiere și înainte de a începe excavarea unei fîșii noi, s-au luat probe din vatra abatajului formată din roca sterilă adusă de la suprafață. Analizele efectuate au arătat că probele astfel luate nu conțin metalele neferoase menționate mai sus (fig. 1).

După excavarea și golirea abatajului, vatra respectivă a fost din nou probată, analizele arătînd următorul conținut în metale neferoase (fig. 2) :

Pb — 3,06%;
Zn — 1,84%;
Cu — 2,09%.

Îmbogățirea vetrei abatajului în elemente utile, s-a produs exclusiv pe seama cantității și calității minereului excavat.

Pentru stabilirea raportului dintre acești doi factori, s-a procedat în felul următor.

S-a stabilit greutatea sterilului din vatră pe o suprafață de 1 m² și o grosime de 0,2 m luînd

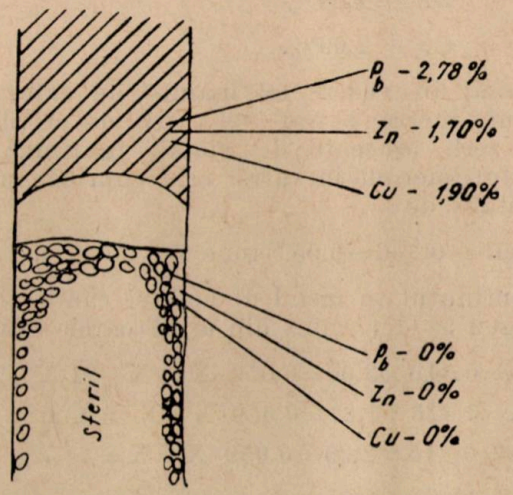


Fig. 1.

în considerație coeficientul de înfoiere $f = 1,4$ și greutatea specifică $\gamma = 2,5$ t/m³ :

$$\frac{0,2 \times 2,5}{1,4} = 0,356 \text{ t.}$$

Conținutul în metale al acestei cantități de steril este egal cu zero.

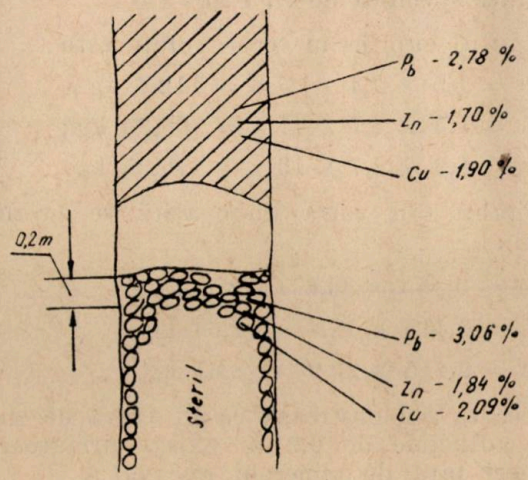


Fig. 2.

După efectuarea operației de excavare și evacuare a minereului din abataj, pe aceeași suprafață de abataj s-au determinat :

— coeficientul de înfoiere, $f = 1,3$;
— greutatea specifică, $\gamma = 2,7$.

Prin urmare, greutatea rambleului îmbogățit va fi :

$$\frac{0,2 \times 2,7}{1,3} = 0,415 \text{ t.}$$

Pe baza probelor luate, aşa cum s-a arătat anterior, conţinutul în metal al acestor cantităţi din vatră este de:

Pb — 3,06%;

Zn — 1,84%;

Cu — 2,09%.

Avînd în vedere că înainte de excavare, într-un metru pătrat de vatră de steril au fost zero procente de metal, înseamnă că metalul pierdut în vatră era cuprins într-o cantitate de:

$0{,}415 - 0{,}356 = 0{,}059$ tone de minereu.

Conţinutul în metal al acestei cantităţi de minereu se determină din următoarele relaţii:

$Pb = 0{,}415 \times 3{,}06 = 0{,}059 \cdot X$; $X = 21{,}5\%$ Pb.

$Zn = 0{,}415 \times 1{,}84 = 0{,}059 \cdot X$; $X \cong 13{,}0\%$ Zn.

$Cu = 0{,}415 \times 2{,}09 = 0{,}059 \cdot X$; $X = 14{,}7\%$ Cu.

Prin urmare, într-un volum foarte mic de minereu se pierde o cantitate însemnată de metale.

Conform NTS, înălţimea între vatra de rambleu şi cerimea abatajului nu trebuie să depăşească 2,5 m. Pe de altă parte, rambleierea golului nu se poate face decît în medie pînă la un metru sub tavan. În acest caz, pe aceeaşi unitate de suprafaţă de abataj de 1 m^2 se excavează 1,5 m^3 de minereu cu o greutate specifică de 2,7 t/m^3.

Metalul cuprins în acest volum este:

$Pb = 1{,}5 \times 2{,}7 \times 27{,}8 = 112{,}6$ kg;

$Zn = 1{,}5 \times 2{,}7 \times 17 = 68{,}85$ kg;

$Cu = 1{,}5 \times 2{,}7 \times 19 = 76{,}95$ kg.

Metalul din vatra îmbogăţită se prezintă astfel:

$Pb = 0{,}415 \times 30{,}6 = 12{,}7$ kg;

$Zn = 0{,}415 \times 18{,}4 = 7{,}64$ kg;

$Cu = 0{,}415 \times 20{,}9 = 8{,}67$ kg.

Aceasta demonstrează că în vatra de steril pe o adîncime de 0,2 m există următoarele pierderi faţă de minereul excavat:

11,2% Pb metal într-o cantitate de 1,45% minereu;

11,1% Zn metal într-o cantitate de 1,45% minereu;

11,2% Cu metal într-o cantitate de 1,45% minereu.

Pentru a determina volumul de minereu din masa filoniană care corespunde acestei pierderi, procedăm în felul următor: cunoscînd conţinutul de metal în zăcămînt (2,78% Pb, 1,7% Zn şi 1,9% Cu), precum şi conţinutul de metal al minereului mărunt şi bogat care se pierde în vatra de steril (21,5% Pb, 13% Zn şi 14,7% Cu) într-un volum de 0,059 t, putem determina cantitatea de minereu existent în masa filoniană, care conţine o cantitate de metal echivalentă cu cea pierdută în vatra de steril, din următoarea relaţie:

$$0{,}059 \times 21{,}5 = 2{,}78\ y,$$

unde:

$$y = \frac{0{,}059 \times 21{,}5}{2{,}78} \cong 0{,}456 \text{ t.}$$

De aici rezultă că metalul (în cazul nostru Pb) se pierde într-un volum de 0,059 t care este de 0,456 t: 0,059 ≅ 7,7 ori mai mic faţă de volumul de minereu din masa filoniană existentă şi care conţine o cantitate de metal echivalentă cu cea pierdută în vatra de steril.

Conform datelor din literatura de specialitate, adîncimea la care minereul mărunt şi bogat pătrunde în vatra abatajului, formată din rambleul steril, depăşeşte 0,2 m, fiind uneori de peste 0,5 m.

Pe baza observaţiilor şi datelor practice se apreciază că în vatra de steril în multe cazuri se pierde peste 15% metal.

Pentru a stabili volumul de minereu în care se pierde această cantitate de metal procedăm ca şi înainte, luînd însă, în acest caz, un coeficient de înfoiere de 1,35.

Cantitatea de rocă sterilă în rambleu pe o adîncime de 0,5 m ar fi:

$$\frac{0{,}5 \times 2{,}5}{1{,}4} = 0{,}893 \text{ t.}$$

Dacă pierderile totale de plumb, după excavare în steril, sînt 15% din cantitatea de plumb conţinut în minereul excavat, atunci pierderile totale sînt de:

$$112{,}6 \text{ kg Pb} \times 0{,}15 = 16{,}89 \text{ kg Pb.}$$

După excavare cantitatea de rambleu îmbogăţită din vatră (suprafaţa de 1 m^2) va fi:

$$\frac{0{,}5 \times 2{,}7}{1{,}35} = 1 \text{ t.}$$

Prin urmare, cantitatea de minereu cu care s-a îmbogăţit vatra va fi:

$$1 - 0{,}893 = 0{,}107 \text{ t.}$$

Conţinutul în plumb al acestei cantităţi de minereu se determină după cum urmează:

$$1 \text{ t} \times 1{,}689\% = 0{,}107 \text{ t} \times X,\ \%,$$

unde:

$$X = \frac{1{,}689}{0{,}107} = 15{,}8\% \text{ Pb.}$$

Cantitatea de minereu din masa filoniană, echivalentă cantității de metal (plumb) pierdut se determină din :

$$0{,}107 \text{ t} \times 15{,}8\% = y \cdot 2{,}78\%,$$

unde :

$$y = \frac{15{,}8 \times 0{,}107}{2{,}78} = 0{,}609 \text{ t.}$$

Prin urmare, și în acest caz pierderile de metal în vatră se produc într-o cantitate de minereu care este de 0,609 : 0,107 = 5,7 ori mai mică decît cantitatea de minereu din masa filoniană care conține cantitatea respectivă de plumb.

Ca urmare a pierderilor calitative descrise mai sus și făcînd abstracție de ceilalți factori (diluție, pierderile în pereți și pilieri), conținutul minereului din zăcămînt este influențat în mod negativ după cum urmează :

$$\frac{4{,}05 \text{ t} \times 2{,}78\% - 0{,}107 \text{ t} \times 15{,}8\%}{4{,}05 - 0{,}107} = 2{,}42\% \text{ Pb},$$

unde :

4,05 este cantitatea de minereu excavată pe unitatea de suprafață (în cazul nostru 1 m²) cu un conținut de 2,78% Pb, t

0,107 — cantitatea de minereu pierdută în vatra de steril cu un conținut 15,8% Pb, t.

Procentajul de sărăcire a minereului excavat și extras în elemente utile (în cazul nostru Pb) datorită pierderilor în vatră se determină din :

$$\frac{2{,}78 - 2{,}42}{2{,}78} \times 100 \cong 13\%.$$

Din cele expuse rezultă că aplicarea metodei de exploatare cu fîșii orizontale și rambleiere duce, pe lîngă altele, și la pierderile de minereu mărunt și bogat în vatra formată din rambleul steril.

Cantitatea de minereu pierdută în vatră variază între 1,45 și 2,64%, pe cînd pierderile în metal (în cazul nostru Pb) sînt de ordinul a 11,2 —15%.

Acest fapt se explică prin friabilitatea mai mare a sulfurilor metalice față de rocile de gangă și prin antrenarea măruntului cu apa provenită din infiltrațiile subterane sau de la perforajul umed.

Consecința acestor pierderi este scăderea conținutului în metalul respectiv a minereului din alimentarea instalației de preparare care în cazul anterior era de 13%.

Dacă considerăm că la aplicarea metodei de exploatare cu fîșii orizontale și rambleiere apar și alte pierderi decît cele din pereții (cel puțin 1—2%) și din pilierii de siguranță (2—3%) putem aprecia pierderile totale în metalul respectiv de ordinul a 20%.

Datorită faptului că aceste pierderi de metal se înregistrează într-un volum mai redus de minereu (5—7%), se creează impresia că metoda de exploatare cu fîșii orizontale și rambleiere asigură cel mai înalt coeficient de extracție. Dacă privim lucrurile însă din punct de vedere calitativ trebuie să constatăm că pe lîngă diluția volumetrică, rezultată în urma amestecului în cursul excavării a sterilului provenit din intercalație sau rocile înconjurătoare, intervine și reducerea conținuturilor metalice din cauza pierderilor lor în vatră.

Volumul acestor pierderi fiind de peste 20%, metoda de exploatare cu fîșii orizontale și rambleiere se situează în grupa metodelor celor mai dezavantajoase.

Ponderea mare de aplicare a acestei metode (mai mare de 65%) în sectorul mineritului metalifer, impune examinarea măsurilor pentru reducerea și chiare liminarea pierderilor din vatră.

Măsurile care parțial se aplică la unele exploatări miniere și care au ca scop reducerea pierderilor din vatră sînt :

—baterea stratului superior al vetrei cu materialul steril mărunt sau chiar lut, după evacuarea minereului din abataj, măturarea îngrijită a vetrei sau exploatarea unui strat superior pînă la 10 cm grosime;

—podirea vetrei de abataj cu scînduri sau foi de tablă.

Soluționarea radicală a problemei pierderilor în vatră prezintă renunțarea la metodele de exploatare a căror tehnologie impune rambleierea ciclică a spațiului excavat.

Presupunînd că condițiile de zăcămînt ar permite înlocuirea acestei metode prin metoda de exploatare cu înmagazinare, cu galerii în subetaje sau cu altă metodă clasică, al cărei proces tehnologic nu necesită rambleiere ciclică, atunci pe lîngă eliminarea pierderilor în rambleu s-ar putea obține și alte avantaje.

Astfel, chiar în cazul cînd pierderile de minereu prin noua metodă de exploatare ar fi de ordinul 17—20%, pierderile de metale, în majoritatea cazurilor, ar fi corespunzătoare acestei cantități de minereu. Exploatînd, de exemplu, 100 mii tone minereu prin metoda de exploatare cu fîșii orizontale și rambleiere avem o pierdere de metal, în vatra de steril, de circa 15% într-un volum de minereu de circa 2% față de totalul minereului excavat. La aceasta se adaugă pierderile de minereu în pereții și în pilierii de siguranță (2—5%). Prin urmare, se creează o impresie, înșelătoare, că coeficientul de extracție ar fi destul de ridicat (93—96%).

În alternativa că aceeași cantitate de minereu ar fi exploatată prin metoda cu galerii în subetaje, pierderile de minereu ar fi de ordinul 17—20%. În acest caz însă, pierderile de metal corespund cu pierderile de minereu.

Prin urmare, prin exploatarea unei rezerve de minereu de 100 mii tone în primul caz se extrage o cantitate de 93—96 mii tone minereu, iar în al doilea caz 80—83 mii tone de minereu, deci cu 13% mai puţin, care practic conţine aceeaşi cantitate de metale.

Faptul că în cele două cazuri coeficientul de extracţie este diferit nu exprimă avantajul metodei cu fîşii orizontale şi rambleiere, ci din contra, acest avantaj aparent în esenţă prezintă dezavantajul încărcării capacităţii instalaţiei de preparare cu o cantitate mai mare de minereu de circa 13%, din care în final nu rezultă o cantitate mai sporită de metale în concentrate.

La cele expuse trebuie menţionată şi eficienţa economică mărită a metodelor de exploatare fără rambleiere izvorîtă din creşterea productivităţii muncii.

În concluzie se consideră că la exploatarea rezervelor de minereuri de metale neferoase şi friabile, volumul pierderilor de substanţe minerale utile este apreciabil.

Acest fapt justifică, în cazul condiţiilor de zăcămînt acceptabile, înlocuirea metodei de exploatare cu rambleiere printr-o metodă care nu necesită aplicarea ciclică a fazei de rambleiere.

În condiţiile nefavorabile de zăcămînt şi în scopul reducerii pierderilor de metale în rambleu se vor lua, în mod obligatoriu, măsuri pentru amenajarea sau podirea corespunzătoare a vetrei din abataj.

Se apreciază că prin introducerea acestor măsuri se poate sconta pe un nou spor de producţie de metal în concentrate de peste 10%, în condiţiile reducerii preţului de cost pe tona de minereu extrasă şi prelucrată.

Noi metode de recuperare a pilierilor de minereu la exploatarea zăcămintelor filoniene de mare înclinare

La exploatarea unui zăcămînt filonian de minereuri complexe de tip cuarţos, localizat în granite microgranulare, s-au aplicat o serie de metode de recuperare a pilierilor de deasupra şi de sub galeriile direcţionale de cap. Filoanele, cu grosimi de la 0,35 la 1,5 m, se exploatează prin metoda cu înmagazinare, lăţimea spaţiului de lucru din abataj fiind de minimum 1 m. În galeriile de minereu de deasupra şi de sub galeriile direcţionale ale panourilor de exploatare se mobiliza o rezervă de minereu care reprezenta 12—15% din rezerva panoului.

În cazul în care nu mai era necesară menţinerea galeriei de cap, recuperarea pilierilor se pratica prin două metode. În prima metodă, aplicată în cazul rocilor stabile, pilierul de sub galeria de cap se exploatează printr-o primă treaptă cu înălţimea de 2—2,3 m pe tronsoane lungi de 15 —20 m. Simultan cu tăierea primei trepte de minereu în pilierul de sub galerie, se perforează găuri de mină şi în pilierul de deasupra galeriei. Împuşcarea celor doi pilieri se face simultan pe tronsoane de 15 m. Productivitatea muncii în abataj, la această metodă de recuperare, ajunge la 20 m³/post, faţă de valoarea medie realizată la exploatarea normală a panoului care este de 14 m³/post.

Cea de-a doua metodă se aplică în cazul unor roci mai puţin stabile sau cînd se constată şi o presiune a rocilor.

Prin această metodă, perforarea găurilor de mină în cei doi pilieri pe toată grosimea lor (4—4,5 m) se face simultan. Schema de plasare a găurilor este aceeaşi în ambele metode.

În cazul în care tavanul şi pereţii prezintă pericol de copturi, ei se susţin cu stîlpi plasaţi la 1,5—2,5 m şi bandaje. Productivitatea maximă a muncii în cea de-a doua metodă a fost de 17,5 m³/post în abataj.

În cazul în care galeria de cap a panoului trebuie menţinută o perioadă mai lungă de timp, se aplică alte două metode de recuperare a pilierilor.

Astfel, în cea de-a treia metodă pilierul din vatra galeriei de cap se exploatează prin trepte drepte, pe tronsoane de 2—3 m lungime. Perforarea găurilor de mină în pilierul din tavanul galeriei se face cu un decalaj de 8—10 m de la muchia treptei drepte din pilierul din vatra galeriei.

Lucrările de împuşcare se efectuează simultan în două trepte din pilierul din vatra galeriei şi pe aceeaşi lungime (2—3 m) şi în pilierul din tavan, menţinînd decalajul necesar. Toate operaţiile se execută folosind muncitorii legaţi prin centuri de siguranţă cu cabluri de 6—8 mm diametru, fixate în galerie. Productivitatea muncii în acest caz variază de la 8,5 la 12 m³/post în abataj. În cazul în care pilierul din tavanul galeriei de cap este tectonizat şi deformat, pilierul din vatra galeriei de cap se perforează dintr-o dată, descendent, pe toată grosimea sa, şi nu în trepte.

Cea de-a patra metodă de recuperare a pilierilor din jurul galeriei de cap prevede

împuşcarea întregului pilier din vatra galeriei de cap cu 2—4 găuri lungi, orizontale sau uşor înclinate, de cîte 30—60 m cu diametrul de 105 mm, forate cu sondeza BA-100 montată în suitorii de delimitare. În acest caz, împuşcarea pilierului din vatră se face după împuşcarea în prealabil a pilierului din tavan, minereul rezultat acumulîndu-se pe vatra fostei galerii de cap.

Găurile lungi se formează cu o viteză de 6—10 m/schimb, iar consumul de exploziv a ajuns la 5—6 kg/m gaură.

Prin aplicarea acestor metode de recuperare a pilierilor, pierderile de minereu s-au redus de la 5,1% la 4%, iar extracţia rezervei de minereu din panou a ajuns la 98%.

(Prelucrare din Gornîi Jurnalnal nr. 2, 1965)

Ing. *P. Anton*

Explozie de metan de la mina Liévin (Franţa)

La 2 februarie 1965 orele 0,30' s-a produs o puternică explozie de metan într-un sector de exploatare din stratul Marta, la mina 7 Liévin provocînd moartea a 21 mineri.

Mina Liévin este caracteriazată ca o mină care prezintă pericolul exploziilor de metan şi praf de cărbune. Stratul Marta are o grosime de circa 1 m şi o înclinare de 10°, exploatarea realizîndu-se prin abataj frontal în retragere, iar tăierea — cu plug de cărbune.

Degajările de metan din stratul Marta ajung, în medie, la 50 m^3/tona de cărbune, din care 40% se captează. Drenarea şi captarea metanului se face prin găuri de sondă forate din galeria de captare.

Deşi se practică degazarea, mărimea degajărilor de metan provoca greutăţi în lucrările miniere de aeraj ale abatajelor 7 şi 9. Conţinutul mediu de metan din atmosfera acestor abataje nu depăşea 1% la un debit de aer de 15 m^3/s, dar în galeria de aeraj acest conţinut se apropia foarte mult de limita maximă admisibilă de 1,5% iar în unele porţiuni, în galeriile de aeraj se depăşea deseori şi limita de 1,5%, datorită pătrunderii metanului şi din lucrări vechi. Acest fapt a impus închiderea accesului spre lucrările vechi.

Curentul de ieşire a aerului din sector a fost controlat în permanenţă prin intermediul a trei telegrizumetre racordate prin conductor telefonic la centrala telegrizumetrică de înregistrare montată la suprafaţă.

In cursul zilelor de 31 ianuarie şi 1 februarie nu s-a lucrat în sector, cu excepţia mutării unui transformator de sector.

In schimbul III al zilei de 1 februarie, în sector au intrat 21 mineri din care 9 urmau să injecteze apă sub presiune în strat, unul la întreţinerea plugului de cărbune, o echipă formată din şapte mineri urmau să mute capul de acţionare al unui transportor, iar doi electromecanici şi doi măsurători de gaze trebuiau să pună în funcţiune sistemul de aeraj secundar, să aerisească lucrările în fund de sac şi să efectueze controlul reglementar al metanului. Totodată, cei doi electromecanici trebuiau să decupleze releul de deservire al motoarelor unui transportor. Acest releu este plasat la partea inferioară a unui cofret în construcţie antigrizutoasă a cărui uşă nu se poate deschide decît prin desfacerea buloanelor cu o cheie specială. Prin intermediul unui contactor el asigură funcţionarea transportoarelor numai în cazul funcţionării ventilatorului de aeraj secundar. Bornele contactorului fuseseră scurtcircuitate deoarece în timpul săpării unei galerii direcţionale se montase un ventilator pneumatic, care trebuia înlocuit cu un ventilator electric. Cei doi electromecanici aveau sarcina de a înlătura scurtcircuitarea dintre cele două borne şi de a repune releul în stare normală de funcţionare pentru a deservi transportul şi ventilatorul.

Şeful echipei de mecanici, unul din electromecanici şi un măsurător de gaze posedau lămpi de siguranţă cu benzină, iar măsurătorul de gaze mai poseda şi un grizumetru.

Diagrama înregistratoare a presiunii compresoarelor (ruperea conductelor de aer comprimat) şi a telegrizumetrului cel mai apropiat (distrus de explozie) situează ora accidentului la 0,30'.

Cei 21 mineri din sector au fost ucişi, iar alarma nu s-a dat decît la orele 2 de către un şef de echipă din alt sector, care a simţit un miros şi a constatat un praf neobişnuit.

Efectele exploziei au fost foarte puternice, devastînd întregul sector (circa 500 m). În abataje s-a constatat că numai cîţiva stîlpi au fost deplasaţi, cele mai mari deranjamente constatîndu-se pe galerii: uşi smulse, cofrete şi motoare deplasate pe cîţiva metri, transportoare dizlocate, cadre de susţinere dărîmate, conducta de degazare ruptă în mai multe puncte, conductori electrici smulşi. Unul din barajele de şist a fost complet distrus, iar altele parţial.

Efectele calorice se pare că au fost violente, dar foarte rapide.

Corpurile victimelor prezentau arsuri, conductoarele electrice erau arse, dar pe nici un cadru de susţinere din lemn nu s-a putut constata urme de combustie.

Primele concluzii ale anchetei au fost următoarele :

— Energia electrică a fost întreruptă în sector în primul schimb al zilei de 31 ianuarie pentru a muta transportorul, fapt care a impus oprirea ventilatoarelor electrice de aeraj secundar pe o perioadă de circa 40 ore, ceea ce a permis ca lucrările în fund de sac să se umple cu metan.

— De doi ani, chiar în zilele cînd nu se lucra, aerajul secundar era menţinut în funcţiune, iar în cazul unei întreruperi a energiei electrice pentru mutarea unui utilaj electric, această întrerupere se înlătura în schimbul următor celui în care se efectua mutarea.

— Măsurătorii de gaze şi electricieni au procedat în noaptea de la 1 la 2 februarie la punerea în funcţiune a aerajului secundar în sensul curentului de aeraj. Acest lucru, conform indicaţiilor date de telegrizumetre, o perioadă s-a făcut normal apoi, din motive necunoscute, diluţia metanului într-una din galerii s-a făcut foarte repede, formînd un amestec de aer şi metan cu un conţinut exploziv.

— În momentul exploziei, electricienii înlăturau scurtcircuitarea releului amintit; ei deschiseseră uşa şi în momentul în care înlăturau scurtcircuitarea s-a produs explozia. Cofretul fiind sub tensiune, acţionarea releului a produs o scîntee care a aprins amestecul. Intregul dop de amestec de metan şi aer, cu un volum de circa 2 000 m^3, a explodat cu o forţă echivalentă cu aceea a unei cantităţi de 2 000 kg dinamită.

Explozia s-a produs într-un circuit de aeraj în care conţinutul de metan nu a fost nici odată mare. Telegrizumetrele au funcţionat perfect, cele rămase intacte după explozie continuînd să funcţioneze, asigurînd obţinerea unor informaţii preţioase din locurile momentan inaccesibile. O instalaţie de telegrizumetrie nu a fost concepută pentru prevenirea unei explozii de metan în condiţiile în care acesta s-a produs.

Catastrofa s-ar datora următoarelor :

— formarea unui amestec exploziv de aer şi metan în perioada evacuării metanului acumulat în fundurile de sac (operaţie delicată dar curentă în orice mină grizutoasă);

— formării unei scîntei electrice de ruptură la un releu sub tensiune.

(Prelucrare din Annales des mines, martie 1965)

Ing. *P. Anton*

CRONICA

Geologia şi mineritul din Dobrogea în discuţia Sesiunii de referate şi comunicări de la Constanţa (octombrie 1964)

Ing. *T. P. GHIŢULESCU*

Ministerul Minelor şi Energiei Electrice, prin Oficiul geologic, Direcţia dezvoltării ramurii şi Trustul minier Dobrogea, în colaborare cu organele de partid şi sindicale din Constanţa, au organizat între 29 şi 31 octombrie 1964 o sesiune de referate, comunicări, discuţii şi lucrări în teren, care au permis reexaminarea unora din problemele geografice şi miniere din această regiune. Au participat peste o sută de geologi, ingineri de mine şi preparatori, tehnicieni şi numeroşi invitaţi de la universităţi, institute superioare de specialitate, întreprinderi consumatoare de produse miniere dobrogene şi alţii. La lucrări a luat parte tovarăşul ing. P. Vlad, adjunct al ministrului minelor şi energiei electrice.

Seria comunicărilor a fost deschisă de tov. Albu Zaharia, geolog şef al Trustului minier Dobrogea, care a expus referatul *Prezentare geologică a zăcămintelor de substanţe minerale utile din regiunea Dobrogea, perspectiva de valorificare a acestora şi de dezvoltare a lucrărilor de cercetare.* Această amplă lucrare a cuprins o privire generală asupra structurii geologice a regiunii, clasificarea şi descrierea principalelor zăcăminte, examinarea condiţiilor actuale de valorificare industrială şi căile de dezvoltare ale mineritului din regiune. Gradul de cunoaştere al structurii geologice este sensibil mai ridicat şi mai clar decît pentru multe din celelalte unităţi structurale ale ţării. Ghidul asociaţiei geologice Carpato-Balcanică, tipărit în 1961, citează o bibliografie de 101 publicaţii geologice şi geofizice, apărute între 1867 şi 1960, iar de atunci s-au mai făcut încă multe altele.

Printre cercetători se găsesc numeroşi clasici ai literaturii geologice universale şi naţionale. Un aport consistent şi concludent a fost adus de rezultatele explorărilor executate în ultimii 15 ani de către Comitetul geologic, TPEM şi alte unităţi operative, care au făcut numeroase foraje şi lucrări miniere.

Sintetizînd aceste date, se constată că Dobrogea a făcut parte, în ciclurile precambrian şi calodonian, dintr-un mare eugeosinclinal, care străbate Europa de la NV la SE.

Cu timpul, axul geosinclinalului, menţinîndu-şi direcţia predominantă, s-a deplasat spre NE în timpul ciclurilor hercinic şi chimeric vechi, ceea ce a determinat individualizarea a trei subunităţi, cu evoluţii parţial diferite — Dobrogea de nord, centrală şi de sud, unităţi întrevăzute încă de vechii cercetători, dar astăzi mult mai bine conturate pe bază de date noi geologice şi mai ales geofizice.

În cursul ciclurilor menţionate s-au manifestat orogeneze de tip alpin, deosebit de intense, însoţite de fenomene magnetice, iar primele cicluri au determinat metamorfisme regionale. Dacă se admit argumentele lui D.M. Preda şi I. Băncilă, cutarea chimerică veche ar fi provocat un puternic şariaj al şisturilor verzi, împingîndu-le spre NE, ceea ce ar trebui să dea mai mult de gîndit asupra structurii de sub linia de decolare Precineaga-Camena, în lungul căreia se cunosc puternice manifestări eruptive şi zăcăminte metalifere interesante.

De asemenea, cercetările recente au scos în evidenţă faptul că magmatismul chimeric a fost mult mai puternic, mai complicat şi mai productiv, din punct de vedere minier, decît se bănuia în trecut. Totuşi, cu toată dezvoltarea studiilor petrografice efectuate asupra rocilor eruptive din regiune, subsistă unele lacune în ce priveşte determinarea vîrstei lor, caracterizarea tipurilor de magmatism care le-au generat şi mai ales asupra implicaţiilor de ordin metalo-genetic ale fiecărei faze sau suite. Nu se cunoaşte încă nici o hartă geologică a Dobrogei pe care să fi fost conturate şi caracterizate ariile de alterare pneumatolică sau hidrotermală, provocate de erupţiile menţionate. După faza chimerică veche, aria geosinclinală s-a deplasat mai spre nord pe teritoriul R.S.S. Moldovenească, iar Dobrogea a avut evoluţia unei platforme insuficient consolidate, care în tot restul orogenezei alpine a suferit mişcări epeiro-genetice şi chiar slabe efecte plicative, înregistrînd ca un seismograf foarte sensibil, pe pelicula coloanei sale stratigrafice, ecourile tuturor mişcărilor tectonice care au structurat arcul Carpatic. Aceste particularităţi, abundenţa fosilelor şi marea variaţie de faciesuri, fac din horstul dobrogean un interesant muzeu natural al geologiei patriei noastre. Etajele structurale sau grupele acestora prezintă caracteristici lito- şi mineralogenetice destul de bine individualizate, pentru a permite încercarea de a deosebi unităţi care să servească la descrierea sistematică a zăcămintelor de diverse substanţe sau roci utile, aşa cum se sugerează în tabela anexată.

În referatul prezentat de tov. geolog Z. Albu, descrierea zăcămintelor s-a făcut pe categorii de substanţe.

Dintre concentraţiile de fier, s-au descris în primul rînd acelea din regiunea Iulia în Dobrogea de NV, descoperite şi explorate de Comitetul geologic din anul 1950. Zăcămintele sînt localizate în aureola hidatopneumatolitică a porfirelor chimerice, afectînd calcare, şisturi şi tufite de vîrsta triasului mediu. Se conturase patru corpuri cu minereu de oligist şi magnetit, dar din informaţiile date de geologul Vasile Bacalu, în cursul discuţiilor, rezultă că forajele recente au indicat existenţa unui potenţial sensibil mai ridicat. După părerea geologului I. Cornea, filoane de aceeaşi generaţie, cu fier oligist şi sulfuri, se găsesc în calcarele triasice de la Eschibalîc.

A doua concentraţie de fier menţionată în referat, la Palazul Mare, lîngă Constanţa, este de tip stratiform şi reprezentat prin cuarţite şi şisturi amfibolice impregnate cu magnetit, aparţinînd complexului cristalin mezozonal, care a fost întîlnit prin foraje la adîncimi de 500—600 m sub cuvertura sedimentară. Complexul este puternic cutat, cu redresări la verticală. Referatul consideră acest zăcămînt ca lipsit de interes, din motive de ordin minier şi economic. Ar fi fost totuşi interesant ca această chestiune să fie mai larg prezentată şi dezbătută, eventual într-o comunicare separată, deoarece zăcămîntul citat aparţine unui tip care joacă un rol extrem de important în rezervele mondiale de fier (peste 20% din total) şi care în bună parte sînt exploatate actualmente în scutul fenosarmatic (Krivoi Rog, Kursk, Belgorod, Voronej, Briansk, Carelia, Kola), la Lacul Superior (S.U.A.), la Itabira (Brazilia), în Africa, India, China ş.a. Acest tip de zăcămînt este cantonat exclusiv în precambrianul vechilor platforme şi prezintă similitudini de facies şi compoziţie minerală persistente pe suprafeţe extrem de întinse şi pe o lungă durată de timp. Apariţia lor la Palazul Mare arată că aceste condiţiuni au fost realizate şi în precambrianul dobrogean, iar premisa care se impune este că dezvoltarea lor orizontală şi verticală poate fi mult mai largă. De altfel, geologul V. Bacalu a comunicat în cursul discuţiilor că cercetăril e

continuă, menţionînd săparea unei sonde de referinţă la sud de Mihai Viteazu.

Dintre zăcămintele de metale neferoase, cel de la Altîn Tepe a format obiectul şi al altor două comunicări, aşa că ne vom ocupa de el în altă parte.

Referatul geologului Albu Z. dă date succinte asupra zăcămintelor de plumb, zinc, cupru şi barit din regiunea Tulcea, a căror origine este legată de activitatea magmatică din faza chimerică veche. Geneza lor este evident hidrotermală, iar mineralizarea s-a produs mai ales prin substituţie metasomatică şi într-o măsură mai mică prin depunere hidrotermală.

Toate zăcămintele cunoscute sînt localizate în calcare triasice, în vecinătatea intruziilor de porfire cuarţifere, sau chiar în acestea din urmă. În referat se afirmă că zăcămintele sînt localizate într-o zonă sinclinală limitată la E şi la V de formaţiuni paleozoice. S-ar putea afirma că structura productivă este mai degrabă o zonă anticlinală chimerică veche, care se întinde prin dealul Redii, prin dealul Cîşla, dealul Carierii şi se poate prelungi pînă la Isaccea. În această zonă au pătruns intruziuni subsecvente de porfire cuarţifere, din care cea mai mare parte au rămas ascunse în adîncime şi nu mai puţine aflorează. Principalele mineralizaţii evidenţiate pînă în prezent sînt zăcămintele metasomatice de barit de la dealul Carierii, Bechir, Cortelu şi Marea. În timpul lucrărilor pe teren, a fost vizitată exploatarea de la dealul Carierii, cea mai importantă din punct de vedere al rezervelor şi al intensităţii de exploatare. Baritul se prezintă compact, de culoare cenuşie cu nuanţe alburii, rar roşietice. Conţinutul în $BaSO_4$ variază de la 20% (mai ales la periferie) pînă la 80% (mai ales spre centru şi partea superioară). În deschiderea carierii se vede limita de zăcămînt, apărînd oblică şi tranşantă faţă de calcarele de culoare cenuşie-închisă, nodulare cu stratificaţie evidentă ; deosebirea este netă prin schimbarea de culoare şi mai ales prin dispariţia texturii stratigrafice, provocată de metasomatoză. Din datele comunicate rezultă că baritul este asociat cu calcarul rămas netransformat, rare cuiburi sau impregnaţii de sulfuri metalifere. Apariţia acestora din urmă pare a fi legată mai ales de linii de o fractură, aparent vechi căi de acces ale soluţiilor hidrotermale, care acum ies în evidenţă prin alterarea limonitică a sulfurilor şi prin pete de malachit. Există şi falii post mineralizate care au produs decroşări ce nu depăşesc 50 m. Din profilele documentării geologice, rezultă că sub lentilele de barit există în calcare sau în porfirele de sub acestea, şi mai ales într-o zonă situată între calcare şi porfire, lentile de minereuri cu Pb, Zn, şi Cu, fie sub formă de minerale oxidice, fie ca sulfuri. Minereurile oxidice prezintă o compoziţie destul de complexă cu ceruzit, anglezit, galenă, smithsonit, calamină, blendă, sulfaţi de zinc, malachit, sulfuri şi sulfaţi de cupru. Ganga este compusă în principal din silice, calcare, barit, minerale argilitice şi oxizi de fier. Se observă că în profunzime compoziţia mineralizaţiei se schimbă, devenind predominante sulfurile de Pb, Zn, Cu.

În Cortelu s-au individualizat şi s-au conturat chiar cîteva lentile de sulfuri complexe localizate mai ales la contactul dintre zăcămîntul de baritină şi porfire. În această din urmă poziţie se întîlneşte o brecie cu fragmente de porfir şi ciment cloritos friabil, impregnată cu sulfuri metalifere.

Nu cunoşteam rezultatele studiilor făcute pentru lămurirea mecanismului şi chimismului de formare a acestor zăcăminte. Se pare că frontul metasomatic al Ba^{++} şi SO_3^{--} a premers şi devansat în timp şi spaţiu pe celelalte, astfel încît mineralizaţiile de barit constituie astăzi periferia şi partea superioară. A urmat un front cu SiO_2, Pb^{++}, Zn^{++}, Cu^{++}, care în mare parte s-a oprit la un nivel inferior, unde predomină carbonaţii, pe cînd sulfaţii sînt în minoritate, iar în adîncime metasomatoza a avut loc în condiţii reducătoare, cu formarea aproape exclusivă de sulfuri.

Metalogeneza chimerică veche ar trebui să formeze obiectul unui studiu mai larg şi mai aprofundat pe ansamblul teritoriului Dobrogei de nord. Se pare că aceasta a fost deosebit de productivă şi că toate structurile anticlinale de vîrstă chimerică veche, cu intruziuni de porfire aflorînde sau rămase ascunse în adîncimea necercetată, constituie zone de prognoză favorabilă pentru zăcăminte de tipul descris şi chiar alte tipuri de zăcăminte pe care magme de acest fel, bogate în Fe^{++}, Pb^{++}, Un^{++}, Cu^{++}, Ba^{++}, F^{--}, SiO_2, le-au generat în condiţiuni similare.

Referatul geologului Z. Albu a dat o deosebită atenţie rocilor şi substanţelor nemetalifere, cărora le atribuie rolul principal în viitorul imediat al mineritului din Dobrogea.

Zăcămintele de argile caolinoase sînt localizate în sedimentele de facies continental al apţianului, ocupînd o zonă largă între Mircea Vodă, Gherghina, Tortoman, Tibriu, Satul Nou, Cuza Vodă şi Medgidia. Parte din acestea sînt în faza de exploatare (Gherghina, Mircea Vodă şi Ţugui-Medgidia), iar altele sînt încă în explorare : Defcea, Tirbiu, Tortoman, Purcareţ şi Satul Nou. Rezervele conturate din 1956 şi pînă în prezent sînt importante, dar necesităţile crescînde ale economiei naţionale impun dezvoltarea lor. S-au identificat 3—4 orizonturi cu lentile de argilă caolinoasă.

În cursul vizitării carierii de la Gherghina s-a observat forma lenticulară a depozitelor. Argila caolinoasă apare destul de compactă şi pe alocurea relativ pură, furnizînd calităţi albe reclamate la fabricarea hîrtiei. Există însă

calităţi inferioare de argile, mai mult sau mai puţin colorate, cu conţinuturi variabile de nisip, care pot fi folosite pentru teracotă.

Asupra acestui subiect s-a prezentat în sesiune un referat special de către ing. Muntenescu Crişan şi Clain Marion intitulat *Date geologice privind zăcămintele de argilă caolinoasă Mircea Vodă—Medgidia cu privire specială asupra caracteristicilor fizico-chimice, a preparării şi valorificării.* De asemenea, în cadrul discuţiilor ing. Weiss, de la Institutul de cercetări metalurgice, a comunicat date referitoare la rezultatele încercărilor de folosire a acestor argile pentru producerea de materiale refractare. Sintetizînd toate aceste date, rezultă că există posibilitatea ca pe calea unei preparări complexe a materiei brute, cu compoziţii diverse, să se ajungă la producerea mai multor sortimente care să corespundă necesităţilor industriei de hîrtie, industriei metalurgice, industriei ceramice şi altor fabricate. Sarcina de a executa studiile preliminare şi proiectarea unei instalaţii revine Institutului de cercetări miniere.

O importanţă deosebită prezintă zăcămintele de cretă din regiunea Medgidia — Nazarcea, de-a lungul văii Carasu. Acestea sînt localizate către partea superioară a senonianului şi prezintă varietăţi de calităţi deosebite, dintre care unele sînt aproape pure. Grosimea stratelor variază între 40 şi 140 m.

Exploatarea se face actualmente în carierele de la Basarabi şi Cainac, care asigură consumul intern şi exportul, furnizînd diverse sortimente de cretă cu conţinuturi de 91—98% $CaCO_3$. În afară de sortimentele cerute pentru export se produce cretă filer pentru macadamuri, materie primă pentru fabrica de ciment Cernavodă şi altele. În cursul excursiilor s-a vizitat cariera Basarabi. Cu această ocazie s-a cercetat, cu deosebit interes, monumentul istoric recent descoperit prin lucrările miniere din carieră, care pare a constitui o dovadă că exploatarea cretei se practică aici înainte de sfîrşitul primului mileniu al erei noastre. Locuinţele şi galeriile săpate în cretă serveau drept adăpost şi refugiu unei comunităţi de vechi locuitori ai Dobrogei în primele secole de formare a poporului nostru.

Zăcămintele de diatomit se găsesc în partea de sud-est a Dobrogei, într-o zonă care se întinde de la Dunăre spre est, începînd din Rasova prin Haţeg, Nastadin, Urluia, Valea Rea, Sipote pînă la Adam Clisi. Geologul Z. Albu le consideră ca unele din cele mai importante din R.P.R., prin dimensiunile mari ale rezervelor, buna calitate a materialului şi condiţiunile favorabile de exploatare. Stratele de diatomit se prezintă ca intercalaţii aproape orizontale, între sedimentele calcaroase ale sarmaţianului mediu. Lucrările de prospectare executate de geologul M. Chiriac, de la Comitetul geologic, şi lucrările miniere executate de ICEMIN în vederea alegerii metodei optime de exploatare, au arătat că există două strate de diatomit, unul alb la bază şi altul gălbui la partea superioară, separate prin argilă bentonitică. Grosimea complexului este de ordinul a 7 m. Se vor putea livra diverse sortimente de produse pentru filtrarea vinurilor, rafinarea uleiurilor, vopsitorie, materie izolantă, abrazivi şi diverse adaosuri necesare industriei chimice.

Dintre numeroasele *depozite de nisip*, două merită o atenţie specială.

În primul rînd sînt *zăcămintele de nisip glauconitic*, intercalate în formaţiunile gaultului. Cel mai important pînă în prezent este exploatat în cariera Remus Oprean de lîngă Medgidia. În referatul geologului Albu Z. s-a arătat că zăcămîntul se compune din mai multe strate de nisip însumînd cîţiva metri grosime, între care se intercalează gresii calcaroase. Aceste nisipuri, a căror rezervă este considerabilă, îşi găsesc utilizare în industria metalurgică.

Al doilea zăcămînt de nisip cu dimensiuni foarte mari se află în Delta Dunării, la Caraorman. Zăcămîntul este constituit din dune de nisip fin şi foarte bine sortat, corespunzînd din punctul de vedere al granulaţiei necesităţilor industriei metalurgice. În compoziţia lui apare însă o proporţie de carbonaţi care impune o prealabilă prelucrare.

Fosforitele, din orizontul bazal al cenomanianului, au fost cercetate la Peştera, însă conţinutul de P_2O_5 al stratului este sub limita industrializabilă.

Depozitele de dolomit cu calităţi industriale se găsesc, atît în trias, cît şi în jurasic. În referatul geologului Albu Z. sînt citate zăcămintele deschise de la Ovidiu, Mahmudia Carabag, Incalac, Dorobanţu.

Zăcămîntul de la Ovidiu este situat în poziţie geografică favorabilă pentru a constitui baza unei industrii de MgO folosind şi apa mării sau apele saline din lagunele învecinate.

Depozitele de roci comune se găsesc în diverse formaţiuni geologice, oferind o gamă largă şi în cantităţi considerabile. Geologul Albu Z. citează 32 cariere de calcare triasice, jurasice, baremiene, senoniene şi sarmaţiene, cinci cariere de gresii cuarţoase şi grauwacke din complexul şisturilor verzi, devonian şi werfenian, nouă cariere de granite şi porfire precambriene şi paleozoice, cît şi patru cariere de nisip. Acestea sînt numai o parte din carierele deschise, în general bine utilate pentru o producţie pe scară mare. În acest domeniu s-a prezentat în şedinţă şi referatul geologului Vana Maria, *Zăcămintele de roci comune ca bază de aprovizionare a eşantioanelor de construcţii din regiunea Dobrogea.*

Comunicarea a adus un bogat material informativ, între care şi numeroase eşantioane de roci în stare brută sau prelucrată. Deosebită importanţă prezintă marile cariere de pe marginea Dunării, care furnizează granite şi calcare în diverse sortimente, între care şi blocuri sau placaje lustruite pentru construcţii ornamentale.

De asemenea, merită a fi menţionate carierele de diabaz negru şi calcare din formaţiunile triasice exploatate în împrejurimile oraşului Tulcea. Carierele de calcar de tipul Codru din bazinul Babadag furnizează de asemenea blocuri mari de piatră ornamentală, iar cariera de calcar jurasic de la Corbu — piatră pentru mozaic, calcar măcinat pentru rafinarea zahărului şi furaje agricole.

O bună parte din carierele Dobrogei sînt menţionate în tabela sinoptică anexată, întocmită în baza datelor din referatele geologului Albu Z. şi geologului Vana M., cît şi a informaţiilor primite de la geologul I. Cornea, din Oficiul geologic al M.M.E.E.

Cercetări pentru determinarea caracteristicilor tehnologice ale substanţelor nemetalifere şi comportarea lor în condiţiile cerute de industrie au fost făcute şi de centrul de cercetări din Cluj condus de prof. E. Stoicovici de la Universitatea Babeş-Bolyai. Rezultate interesante privitoare la nisipurile de la Caraorman şi Ciobăniţa, la argilele de la Medgidia şi altele, au fost prezentate la sesiune de geologul Moraru.

În aceeaşi ordine de idei au prezentat un referat interesant şi inginerii Nora Sarca şi R. Sarca, intitulat *Contribuţii la îmbunătăţirea funcţionării instalaţiei de preparare a minereului de barit de la Somova*. Materia primă furnizată de carieră este măcinată la fineţea de 200 ochiuri per ţol şi supusă flotării. În afară de utilizarea pentru producerea noroiului de foraj, baritul flotat îşi găseşte întrebuinţări la fabricarea vopselelor, lithoponului, sticlei şi altele.

Zăcămîntul de la Atîn Tepe, descoperit în anul 1897 de inginer Radu Pascu, a format în ultimii ani obiectul unor intense lucrări de explorare şi deschidere, mai ales în adîncime. Faţă de situaţia din 1927—1928, cînd s-au făcut primele prospecţiuni geofizice asupra acestui zăcămînt, cunoaşterea lui a fost foarte larg şi aprofundat dezvoltată. Comunicarea geologului E. Dumitru, inginerului L. Filipeanu şi inginerului I. Niţulescu, intitulată *Contribuţie la cunoaşterea mineralizaţiei zăcămîntului de la Altîn Tepe*, aduce date originale asupra morfologiei corpurilor minerale, tipurilor de mineralizaţie, parageneza minerală, distribuţia elementelor constitutive, inclusiv a celor rare şi disperse. Comunicarea a fost completată cu numeroase microfotografii de structuri minerale, cu date de analiză şi cu diagrame de corelare a elementelor componente. S-au conturat pînă în prezent patru corpuri minerale, cu dezvoltare verticală mai mare decît în sens orizontal. Ele apar intercalate între formaţiuni metamorfozate, dar raporturile de detaliu nu arată că ele ar fi localizate concordant între formaţiuni iniţial sedimentare.

Mineralizaţia se compune în principal dintr-o primă generaţie de magnetit şi pirită, care a suferit o cataclazare şi apoi o recimentare prin a doua generaţie de minerale: calcopirită, blendă, galenă şi altele. În jurul corpurilor compacte se găsesc zone de impregnaţie, în care apar, pe lîngă mineralele menţionate, mult cuarţ şi ceva casiterit. Autorii susţin origina hipotermală a formaţiunii metalifere, avansată în trecut de C. Motaş şi V. Patriciu; în comunicare se aduc însă în sprijinul ei argumente convingătoare ca de exemplu diferenţierea pe orizontală a mineralizaţiei cu formarea de apofize sensibil mai bogate în cupru, prezenţa zonelor de brecifiere mineralizate, structura intimă a minereului, prezenţa seleniului şi altele. Un deosebit interes a suscitat asemănarea de microstructură între formaţiunile metalifere de la Altîn Tepe şi de la Leşul Ursului, evidenţiată prin studii microscopice comparative.

Comunicarea *Determinarea conţinuturilor şi grosimilor limită de valorificare în cazul apofizelor de pirită cupriferă de la Altîn Tepe* prezentată de ing. Romulus Sarca este rezultatul unui studiu tehnico-economic amănunţit în care se stabilesc relaţii între grosimea apofizelor (patru categorii de grosimi), conţinutul mediu minim de cupru şi sulf şi preţul de cost al exploatării; graficul întocmit permite să se determine limita de rentabilitate la extragerea acestor apofize, care trebuie făcută prin variante ale metodei normale de exploatare, cu cheltuieli suplimentare. Autorii ambelor comunicări fac propuneri practice pentru valorificarea raţională şi completă a zăcămîntului, adoptîndu-se un flux tehnologic complex, reprobîndu-se şi exploatîndu-se zonele abandonate, precum şi prin dezvoltarea cercetărilor în adîncime ca urmare a indicaţiilor de continuitate obţinute prin forajul recent, executat de Comitetul geologic.

În cursul discuţiilor au fost abordate în special probleme privitoare la exploatarea zonelor de impregnaţie şi pierderi de exploatare.

Prof. M. Socolescu consideră indicat să se sape un nou puţ, care să satisfacă necesităţile producţiei şi ale unei explorări mai intense în adîncime, iar geologul Z. Albu propune întocmirea şi executarea unui plan de cercetare sistematică a întregii zone mineralizate.

O comunicare de factură aparte a prezentat dr. V. Patriciu sub titlul *Studii geologice şi hidrologice asupra peninsulei Chituc şi propuneri de valorificare complexă.*

A fost interesantă lecţia cu privire la structura unui grind format în timpuri istorice, făcîndu-se consideraţii economice pe planuri foarte variate asupra posibilităţilor de punere în valoare a unui teren astăzi steril. S-a remarcat în special descoperirea făcută de autor că apele freatice din această barieră între laguna Razelm şi Marea Neagră au o salinitate de peste 2,5 ori mai mare decît aceea a apei de mare din vecinătate, atît pentru Mg cît şi pentru Na şi K. Apele cu conţinut de Mg de 1,68 g/t ar putea fi folosite pentru extragerea acestui metal. Mai sînt desigur probleme de rezolvat în legătură cu debitul acestor ape şi cantităţile realmente disponibile.

În afara referatelor şi comunicărilor privind direct Dobrogea, în sesiune s-au mai prezentat două lucrări de interes general şi anume: geologul C h i u T i m o t e i şi-a expus metoda sa de interpretare a analizelor chimice de roci eruptive prin reprezentare tritetraedrică. Este o metodă originală, care are avantajul de a folosi un sistem simplu de reprezentare spaţială, imaginat de autor.

În fine, trebuie să mai menţionăm conferinţa geologului C. C a p s a l i, despre avantajele aplicării metodei aerofotogeologice.

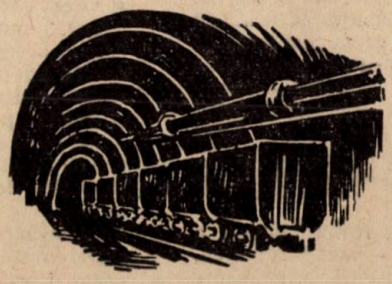
În total au fost prezentate zece referate şi comunicări, care au ocupat trei şedinţe de expunere şi discuţii.

În plus, s-au făcut trei excursii care au permis vizitarea carierelor de cretă de la Basarabi a acelora de argilă caolinoasă de la Gherghina cariera de barit de la Somova, zăcămintele de diatomit de la Adam Clisi, iar un grup a putut vizita exploatarea de pirită cupriferă de la Altîn Tepe.

Din cele expuse rezultă că participanţii au avut ocazia de a cunoaşte o bună parte din aspectele problemelor actuale, geologice şi miniere din Dobrogea, marile progrese realizate în cei 20 ani de la eliberare cît şi perspective de viitor.

Discuţiile asupra acestui din urmă punct au fost stimulate şi polarizate de tovarăşul adjunct al ministrului ing. P. V l a d, care a considerat că este o sarcină a consfătuirii de a dezbate problemele perspectivei miniere din formaţiunile Dobrogei şi modul cel mai raţional de a organiza cercetările în viitor, ţinîndu-se seamă de faptul că producţia de substanţe nemetalifere trebuie să crească de 3,5—4 ori în perioada imediat următoare.

Lucrările din cadrul sesiunii ne-au dat impresia că progresele realizate de geologia Dobrogei permit întocmirea unui plan regional unitar de prospectare şi explorare, pe principiul cercetării complete, concludente şi eficiente. Sinteza schematizată în tabela anexată arată o parte din problemele care merită să fie luate în cercetare.



INFORMAȚII

Expoziția tehnică a Republicii Federale Germane

(București, 18—30 mai 1965)

În cadrul expoziției tehnice a Republicii Federale Germane organizată la București în perioada 18—30, mai 1965, au participat 434 firme cu exponate din domeniul construcțiilor de mașini, chimie, electrotehnică, prelucrarea metalelor, mecanică de precizie și optică, construcții auto, siderurgie, mine etc. Suprafața expoziției a cuprins 15 000 m² în pavilionul central și 16 000 m² în aer liber.

În afara exponatelor prezentate, în cadrul expoziției s-a organizat o bibliotecă tehnico-științifică cuprinzînd peste 2 000 volume, care după închiderea expoziției au fost dăruite Institutului de documentare tehnică din București. Totodată, pe toată perioada expoziției, s-au prezentat în două săli de cinematograf, amenajate în incinta expoziției, circa 120 filme tehnico-științifice, iar în trei săli s-au prezentat, de către specialiștii diferitelor firme expozante și de alți specialiști, circa 110 conferințe de specialitate.

Deși industria minieră nu a fost reprezentată printr-o varietate prea mare de utilaje, totuși din vizitarea expoziției și din discuțiile purtate cu specialiștii firmelor constructoare de utilaj minier din R.F.G. s-au putut obține o serie de informații privind noutățile în construcția acestui gen de utilaje.

Utilajul de forare și perforare a fost reprezentat de firmele Flottmann Longyear și Onstensen.

Dintre perforatoarele Flottmann se citează tipul AZM cu o greutate de 15, 3 kg și consum de aer comprimat de 1, 44 m³/min, destinat executării găurilor de mină în roci de tărie medie, tipul ATIB cu greutate de 19, 3 kg și consum de 1,74 m³/min, cu spălare cu aer și capabil de a fora pînă la lungimi de 6 m și tipul BK 14 în greutate de 18 kg, cu un consum de 1,6—4,4 m³/min și un număr de lovituri de 2 100—2 800 lovituri/min, în funcție de presiunea aerului comprimat (3—7 ats), caracterizat prin posibilitatea realizării unor viteze acceptabile de perforare la o gamă mai largă de valori a presiunii aerului comprimat. Pentru exploatările la zi s-a prezentat sondeze, montate pe cărucior, capabile de a fora la orice înclinare, descendent pînă la adîncimi de 50 m, cu comenzi hidraulice și care la o putere de 5,5 kW (acționare electrică) sau 11 CP (acționare cu motor Diesel), are o greutate de 950—1 080 kg și un consum specific de aer comprimat de 2,3 m³/min.

În domeniul construcțiilor de sondeze, firma Lonyear a prezentat o serie de sondeze de explorare — pentru subteran, care forează rotativ, folosind sape cu inserții de diamante și care pot fi acționate electric, pneumatic sau cu motor Diesel. Aceste sondeze pot realiza găuri, cu sau fără carotare, pînă la lungimi de 200 m, în orice direcție. O noutate în acest domeniu o constituie perforatorul Longyear, montat pe suport pneumatic, cu o greutate totală (inclusiv suportul) de 36 kg. Acest perforator pneumativ rotativ forează găuri cu lungimi pînă la 20 m cu cu diametru cuprins între 34 și 60 mm, folosind sape sau coroane carotiere, cu inserții de diamante. Acționarea se face un motor pneumatic de 10 CP și 3 000 rotații/min, la o presiune de 5 — 6 ats cu un consum de aer comprimat de 6,6 m³/min.

Firma Demag, în afara utilajelor de transport, a prezentat și un program de construcții a compresoarelor pentru diferite industrii și realizate în diferite variante constructive, acoperind un domeniu de debite de la 250 la 500 000 m³/oră și de presiuni de la 0,1 la 800 ats.

Pentru susținerea galeriilor un interes deosebit l-au prezentat pompele de beton ale firmei B. S. M. , destinate mecanizării operațiilor de susținere cu beton pompat. Aceste pompe au debite de la 12 la 40 m³/oră și pot realiza transportul pe orizontală pînă la 300 m și pe verticală pînă la 50 m. Mașinile pentru spriț-beton tip B.S.M. consumă 14—18 m³/min aer comprimat, în timp ce tipul Torkret, care realizează 1,8 m³/oră, este acționat electric.

Pentru susținerea în abatajele frontale, firma Rheinstahl Wanheim a prezentat stîlpul lamelar tip L 52 din metal ușor, care asigură o bună fixare și o ușoară răpire, grinda scurtă în consolă pentru susținerea în apropierea frontului, articulația pe stîlp, stîlpul hidraulic M 58 cu pompă manuală individuală capabil de a prelua sarcini de 40 t, stiva metalică lamelară cu sarcini de 50—70 tone și greutăți de 93—119 kg, grinzi articulate cu greutăți de 22—56 kg și lungimi de 800—1 250 mm și un cadru pășitor cu placă de bază articulată, 4 stîlpi hidraulici și două grinzi independente care pot prelua sarcini de 40—100 tone /stîlp.

Firma Hoesch a prezentat de asemenea stîlpi hidraulici cu acționare centralizată și cadru pășitor cu 4 sau 6 stîlpi hidraulici plasați fiecare sub grinzi individuale în consolă solidarizate cîte două, în lung, prin plăci metalice elastice. Neuhaus a prezentat o gamă de dispozitive variate din punct de vedere constructiv, care pot realiza forțe de tracțiune de 1 000. . .8 000 kg.

În domeniul transportului, merită subliniate, pentru caracteristicile lor, troliile firmei Düsterloh. În primul rînd se citează un troliu, acționat electric sau pneumatic cu putere de 15—22 kW, cu forța de tracțiune de 600—1 100 kg și viteza cablului de 2,1—1,2 m/s, avînd un gabarit de 1965x 865x750 mm și troliul pneumatic cu o greutate de 35 kg, care la o presiune de 5 ats poate realiza o forță de tracțiune de 450 kg cu o viteză a cablului de 0,5 m/s. Aceași firmă a realizat motoare hidraulice care se montează la transportoarele cu raclete pentru a prelua sarcinile de vîrf, asigurînd astfel o mai bună folosire a transportului. Aceste motoare, cu greutăți de 52—210 kg și turații de 10—300 rot/min au un moment de rotire de 0,015—1,23 kgm/ats cu randamente de pînă la 94%.

Construcția de ventilatoare pentru aerajul parțial a fost reprezentată de tipul Kambi al firmei Korfmann care poate fi acționat fie electric fie pneumatic și care realizează un randament de circa 70%.

Interes pentru industria minieră au prezentat noile tipuri de aparate de salvare ale firmei Dräger. Tipul BG 172, în greutate de 16,3 kg, poate asigura izolarea muncitorului pe o perioadă de 4 ore cu o rezervă de 30 minute. O modernizare a construcției acestui aparat o constituie posibilitatea de a-i adapta și aparat telefonic pentru comunicație între membrii echipei de salvare. Polidectorul de gaze Dräger tip 21/31 portativ asigură determinarea prezenței a peste 70 tipuri de gaze prin colorarea unor tuburi indicatoare la trecerea atmosferei cu gazele respective prin ele.

Organizarea expoziției tehnice a Republicii Federale Germane a permis specialiștilor minieri din țara noastră o cunoaștere mai în amănunt a unor utilaje miniere și idei constructive interesante.

DOCUMENTARE

Volskii, V. M. **Dispozitiv de semnalizare pentru susţinerea prin ancorare.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 10, 1964, p. 22—23.

Se expune brevetul dispozitivului de semnalizare pentru susţinerea prin ancorare, arătîndu-se avantajul funcţionării lui în cazul unor deplasări a rocilor ancorate peste săgeata critică a încovoierii stratelor desprinse. Dispozitivul propus, numit SU-1, semnalizează deranjamentul rocilor, chiar atunci cînd aceasta este de ordinul de 1—2 mm.

Construcţia este simplă şi poate fi executată chiar şi în atelierul minei.

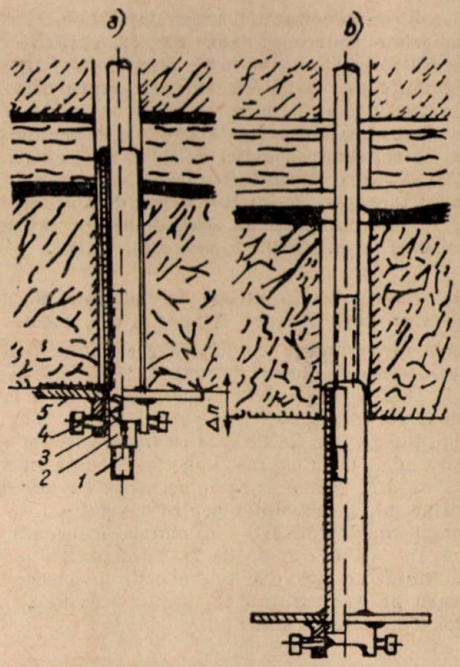


Fig. 1. Dispozitiv de semnalizare SU-1 :

a — pînă la încovoierea periculoasă a coperişului ; *b* — după atingerea mărimii critice a încovoierii ; *1* — tija de control ; *2* — piuliţa de reglare ; *3* — mufa cu şuruburi ; *4* — şuruburi de fixare ; *5* — placă de reazem ; *6* — corpul indicatorului.

Esenţa dispozitivului (fig. 1) constă în tija de control *1* care are o lungime cu 1 000—1 500 mm mai mare decît tijele de fixare de la alte ancore, avînd la capătul inferior o piuliţă *2* din material mai moale în care se reazemă şuruburile *4* ale mufei *3* cu placa *5* şi corpul indicatorului *6* sudate de ea. Înţepenirea şuruburilor în piuliţă se face la distanţă, potrivit săgeţii critice admise la încovoierea stratelor rocilor desprinse. În cazul deplasării rocilor peste distanţa admisă Δh şuruburile *4* scapă, învingînd rezistenţa la tăiere a mufei, iar corpul indicatorului cade sub greutatea proprie, ieşind în lucrarea minieră pe o lungime de un metru şi ceva, dînd astfel semnalul de pericol (fig. 1 b).

Semionov, V. M. **Spargerea negabaritilor cu ajutorul curenţilor de înaltă freevenţă.** Stroitelnîie materiali, **10**, nr. 12, dec. 1964, p. 9—11.

În scopul extinderii procedeului de sfărîmare cu ajutorul curenţilor de înaltă frecvenţă, aplicat în prezent în cazul rocilor semiconductoare, s-au întreprins cercetări şi pentru cazul rocilor dielectrice ca : marmora, granitul, calcarul etc. Pentru rocile dielectrice, sfărîmarea cu ajutorul curenţilor de înaltă frecvenţă se poate realiza în două variante şi anume :

— varianta bazată pe fisurarea rocii datorită tensiunilor termice provocate de încălzirea dielectrică dintre doi electrozi de contact ;

— varianta bazată pe formarea în rocă, cu ajutorul contactului de înaltă frecvenţă, a unui canal prin care se scurge curentul şi în care se produce o descărcare electrică puternică, descărcare care duce la formarea de tensiuni termoelectrice.

Cercetările efectuate au dus la concluzia că fiecare tip de rocă are condiţii specifice de spargere în ceea ce priveşte frecvenţa, tensiunea cîmpului, durata etc. Preţul de cost al operaţiei este foarte redus (0,8 ruble/m³), iar capacitatea unei instalaţii industriale poate ajunge la 100 m³/schimb.

* * * **Zăcămînt de grafit în Austria.** Bányászati Lapok, nr. 11, 1964.

Dintre materiile prime ale Austriei, grafitul din Stiria este foarte căutat, atît pe piaţa internă, cît şi pe cea mondială de către industria materialelor refractare. Grafitul se extrage din grauwacke, care se extinde de la Kapellen, pesre Afluenzen, Bruck, Kaisersberg şi Trieben pînă la Kottenmann şi reprezintă o rezervă exploatabilă de mai multe milioane de tone.

În urma metamorfismului regional, materialele organice carbonizate formează un grafit microcristalin foarte dens, cu un conţinut în carbon pînă la 85%, care în mod practic nu conţine sulf şi nici calcar.

La minele din Kaisersberg şi Trieben zăcămîntul se exploatează după metodele cele mai moderne. Grafitul din Trieben se exportă în cea mai mare parte şi se foloseşte în special pentru producerea electrozilor.

La flotaţia de la Kaisersberg grafitul microcristalin se macină la fineţea de 2—3 microni, concentratul avînd un conţinut de 88—92%C.

* * * **Producţia de argint a Republicii Mexico.** Bányászati Lapok, nr. 11, 1964.

Producţia de argint realizată în anul 1963 în cantitate de 43 mil. uncii (1 259 000 kg) a situat această ţară şi de astă dată în fruntea tuturor ţărilor care produc acest metal.

* * * **Zăcăminte de bauxită în Australia.** Bányászati Lapok, nr. 11, 1964.

Zăcămintele bogate de bauxit găsite în Australia au provocat pe acest continent o conjunctură favorabilă pentru industria de aluminiu. Rezervele acestor zăcăminte reprezintă cel puţin o pătrime a tuturor rezervelor de bauxită cunoscute în prezent pe glob.

* * * **Răşinile poliesterice folosite la consolidarea rocii.** Mining and Chemical Engineering Revue, **56**, nr. 12. dec. 1964, p. 10—11.

În articol este prezentată o nouă variantă de susţinere ancorată. După perforarea găurii de mină, în jurul ei se introduce un tub de injecţie cu poliuretan. După plasarea poliuretanului în gaură, tubul de injecţie este scos şi în gaură se introduce, cu mîna, o ancoră obişnuită, care este blocată prin întărirea răşinii poliesterice. Răşinile folosite în acest scop nu sînt toxice, se livrează în stare fluidă, ceea ce asigură o injectare comodă, şi sînt caracterizate printr-o cimentare rapidă. Totodată preţul de cost este foarte redus.

Lipensky, M. **Exploatarea prin abataje frontale a unui zăcămînt de mangan.** Mining Engineering **16**, nr. 12, dec. 1964, p. 53—56.

Zăcămîntul de mangan are o grosime de 0,45—2 m, cu o valoare medie de 1,2 m. Exploatarea s-a realizat prin abataje frontale conjugate, fiecare abataj avînd lungimi de 36—45 m. Tăierea minereului se efectua prin lucrări de per-

forare-împuşcare, transportul cu screper, iar susţinerea cu stîlpi metalici cu fricţiune. Folosind metoda cu abataje frontale în retragere, s-a realizat o productivitate a muncii de 4,5—5 tone/post. Autorul recomandă aplicarea metodei cu abataj frontal la exploatarea minereului, insistînd asupra necesităţii folosirii susţinerii metalice cu stîlpi cu fricţiune şi a măririi lungimii abatajului la valoarea maxim posibilă de deservit de instalaţia de screper.

Lindstrom, P. **Exploatarea prin abataje frontale a unui zăcămînt de uraniu.** Mining Engineering, **16**, nr. 12, dec. 1964, p. 56—59.

Exploatarea cu abataje frontale a unui zăcămînt de arcoză uraniferă, cu o grosime de 0,9—3 m, a fost impusă de necesitatea exploatării cît mai complete a rezervei de minereu. Zăcămîntul, situat la o adîncime de 165—225 m, are o lungime de 660 m şi o lăţime de 120—210 m. Din rezerva de 525 mii tone, cu un conţinut de 0,69% U_3O_8, circa 450 mii tone s-au extras prin metoda de exploatare cu abataje frontale. Autorul descrie metoda, prezintă parametrii şi modul de lucru al acestor abataje frontale prin care s-a putut realiza o productivitate a muncii în abataj de 13 t/post.

Huebner, G. R. **Posibilitatea aplicării metodei de exploatare cu abataje frontale la o mină de cupru.** Mining Engineering, **16**, nr. 12, dec. 1964, p. 59—61.

Zăcămîntul de cupru de la White Pine este format din două corpuri de minereu cu grosimi de 1,35 m şi respectiv 1,7 m, separate prin şist şi gresie nemineralizată. La exploatarea prin metoda cu camere şi pilieri, aplicată pînă în prezent, se realiza o diluare avansată a minereului şi pierderi importante de minereu în stîlpii dintre camere. În scopul îmbunătăţirii indicilor tehnico-economici, s-a hotărît experimentarea metodei de exploatare cu abataje frontale. Autorul descrie condiţiile de exploatare în primul panou experimental în care s-a realizat abatajul frontal.

* * * **Sistem de control pneumatic la o instalaţie de preparare a minereului de plumb-zinc.** Mining Engineering, **16**, nr. 12, dec. 1964, p. 66—68.

În articol se justifică alegerea sistemului de control pneumatic al fluxului tehnologic. Se descrie aparatajul de control pneumatic pentru funcţionarea valţurilor de sfărîmare (controlul alimentării), al circuitului moară-clasor, al flotaţiei plumbului şi zincului (controlul alimentării cu tulbureală, recircuitarea mixtelor, dozare reactivilor etc.). În final se prezintă modul de realizare a panoului de control şi comanda centralizată.

Mc. Clelland, A. E. **Importanţa problemei cablurilor în industria minieră.** Mining Electrical and Mechanical Engineering **45**, nr. 530, dec. 1964, p. 130—144.

Autorul, pornind de la prezentarea unor cazuri de rupere a cablurilor de extracţie şi de tracţiune, analizează cauzele posibile de deteriorare a diferitelor tipuri de cabluri, atît ca destinaţie, cît şi ca construcţie. Principalele cauze care duc la ruperea prematură a cablurilor sînt considerate următoarele: coroziunea propriu-zisă, oboseala prin coroziune, uzura propriu-zisă, fragilizarea suprafeţei cablurilor, deteriorarea accidentală a acestora, constatîndu-se că, în cea mai mare parte dintre cazuri, ruperea cablului apare ca urmare a unei deficienţe în proiectare. În încheiere se prezintă metodele moderne de control a stării cablurilor.

* * * **Suprimarea prafului la perforare cu ajutorul spumei.** Mining and Minerals Engineering, **1**, nr. 4, dec., 1964, p. 140—141.

La Institutul de cercetări pentru protecţia muncii din R. P. Ungară s-a realizat o metodă de combatere a prafului la perforare, pînă la valori admise de normele sanitare. În acest scop în timpul perforării găurii de mină în aceasta se injectează, prin sfredel, un amestec format din 96% evatriol şi 4% comperlan, care formează în interiorul găurii de mină o spumă capabilă să reţină cea mai mare parte a prafului format în cursul perforării.

Kampfschultle, R. M. **Săparea şi susţinerea puţurilor Wulfen.** Glückauf, **100**, nr. 25, dec., 1964, p. 1 473—1 495.

Cele două puţuri s-au săpat pînă la adîncimea de 271 m prin procedeul congelării. Susţinerea lor s-a realizat printr-o coloană dublă de cuvelaje de tablă între care s-a introdus beton şi care a fost izolată în exterior cu asfalt. În acest mod s-a realizat o susţinere glisantă, care nu este solidară cu rocile din jurul puţului, oferind astfel posibilitatea exploatării straturilor de cărbune, sub stratul acvifer, în zona pilierului de protecţie al puţurilor. În articol se descrie construcţia noului tip de susţinere, operaţiile de săpare cu o privire specială asupra operaţiei de dezgheţare a rocilor înconjurătoare după săparea puţurilor şi a modului în care a fost protejat cuvelajul metalic împotriva coroziunii.

Iohann, H. H. şi Dörfler, R. **Siguranţe de mare capacitate pentru reţelele de joasă tensiune din exploatările miniere subterane.** Glückauf **100**, nr. 25, dec. 1964, p. 1 498—1 501.

Pentru realizarea economică a aparatajului electric de protecţie împotriva scurtcircuitelor din exploatările miniere subterane sînt necesare siguranţe electrice de tip minier. Aceste siguranţe se caracterizează prin faptul că reacţionează cu o anumită inerţie la şocurile produse de supraîncărcini, fiind în acelaşi timp foarte sensibile la scurtcircuitări. În prezent se construiesc astfel de siguranţe pentru curenţi pînă la 200 A, care permit folosirea unor conductoare cu secţiuni relativ reduse. În articol se dau detalii constructive şi caracteristicile siguranţelor electrice de tip minier şi se discută avantajele ultimelor tipuri constructive.

* * * **Exploatarea zăcămintelor de minereu de fier în Canada.** New York Herald Tribune, 4 dec. 1964.

În Canada s-a terminat cercetarea zăcămîntului de minereu de fier descoperit acum doi ani în partea nord-estică a Pămîntului Baffin, lîngă Milne-Inlet. S-a stabilit că rezervele de minereu însumează aici circa 183 mil. tone, cu un conţinut mediu de fier de 69% şi cu impurităţi de siliciu şi fosfor foarte mici. Un neajuns important constă în aceea că zăcămîntul se află într-o regiune acoperită cu gheaţă timp de 10 luni pe an, inaccesibilă pentru navigaţie.

Dacă problema exploatării zăcămîntului în aceste condiţii va fi rezolvată, va fi nevoie de 2—3 ani pentru a trece la producţie. Iniţial se prevede o producţie de circa 1,5 mil. tone minereu pe an, urmînd ca ulterior aceasta să crească pînă la 2,5 mil. tone pe an.

* * * **Industria carboniferă din Franţa.** France et Europe Industrielle, 7, I. 1965.

Potrivit datelor estimative, producţia de cărbune în anul 1964 în Franţa a însumat circa 55,4 mil. tone, din care organizaţia de stat „Charbonage de France" a produs 54,7 mil. tone. Consumul probabil reprezintă circa 75,5 mil. tone..

În cursul anului trecut producţia de cocs a însumat 9 mil tone faţă de 8,1 mil. tone în anul 1963.

* * * **Exploatarea unui zăcămînt de nichel în Filipine.** Biki, nr. 14, 2. II. 1965.

Guvernul filipinez a hotărît să ţină o licitaţie cu participarea firmelor locale şi străine pentru dreptul de exploatare a zăcămîntului de nichel în provincia Surigao din insula Mindanao. Rezervele de minereu se estimează la 147 mil. tone. Conţinutul de nichel în ele este de 1%, de fier — 46% şi de cobalt — 0,08%.

* * * **Conducta (pipeline) pentru transportul de cărbuni.** Montan Rundschau, nr. 9, 1964.

Pentru transportul prin pompare al cărbunelui exploatat în bazinul Wankie (Rhodesia de Sud) la consumatorii din Africa de sud-vest, se prevede construirea unei conducte de 55 km lungime, cu un debit anual de 4 mil. tone, apa necesară acestei pompări fiind de circa 45 000 m³/zi. Cărbunele se va transporta în stare măcinată.

Conducta va costa circa 55 mil. dolari, iar costul pe tonă al cărbunelui pompat va reveni la numai jumătate a aceluia

din import, care se transportă pe cale ferată de la Witbank, situat în partea de nord al Transvaalului.

Limita de rentabilitate a conductei va fi în jurul debitului de 3 mil. tone cărbune pe an.

Consumul actual de cărbune al Africei de sud-vest este de circa 200—300 mii tone pe an, pentru care numai transportul pînă la Windhoeck revine la 11,25 dolari pe tonă. În cazul reducerii prețului de cost al cărbunelui la cel preconizat prin construirea conductei, acest consum va crește vertiginos. Astfel, de exemplu, ar deveni rentabilă valorificarea zăcămîntului de minereu de fier din regiunea Kakaoveld, cu o rezervă de 200 mil. tone.

Prin construirea conductei se va produce deci o schimbare radicală în structura economică a Africei de sud vest, cu atît mai mult cu cît forajele de prospecțiune pentru petrolul din nordul țării, aproape de frontiera cu Angola, au rămas pînă în prezent fără rezultat pozitiv, iar economicitatea centralelor electrice nucleare din sudul Transvaalului este încă mult inferioară acelora care funcționează pe bază de cărbune sau petrol.

* * * **Scăderea producției minereului de minette.** Montan Rundschau, nr. 9, 1964.

Producția minereului de fier din Lorena (Franța), care în 1960 a fost de 63 mil. tone. a scăzut la 54 mil. tone în 1963. În aceeași perioadă au scăzut livrările de minereu cu 70 pentru industria din Ruhr (R.F.G.), cu 22% pentru regiunea Saar și cu 15% pentru Belgia.

Mineritul de minette din Lorena se găsește deci în aceeași situație dificilă ca și mineritul de cărbuni din regiune și urmează a fi subvenționat de către stat.

M i c h a l o w s c k i, B. **Mașini de zețaj pneumatic cu piston pentru tratarea economică a minereurilor.** Aufbereitungstechnick, **5**, nr. 12, dec., 1964, p. 629—633.

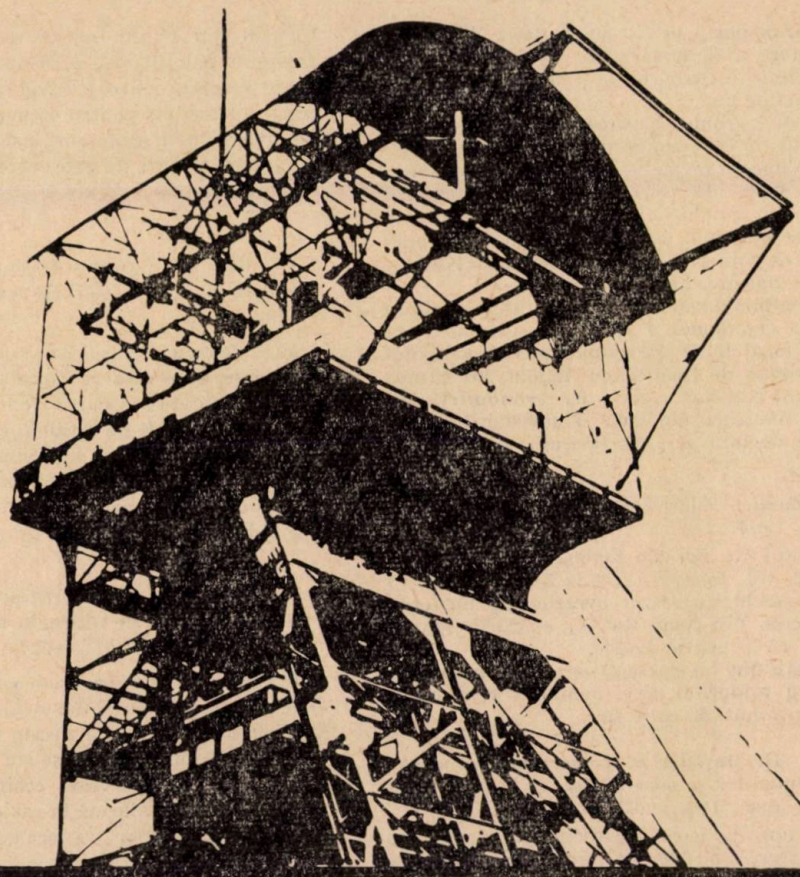
Pentru prepararea unui minereu limonitic, după efectuarea cercetărilor în laborator, s-au adoptat pentru concentrarea sortului sub 1 mm mașini de zețaj pneumatic cu piston. Zețajul în pat filtrant se efectuează în mașini cu o capacitate de 30 tone/oră cu o precizie de separare de 0,05. Folosirea acestui procedeu pentru granulații mai mari nu a dat rezultate, iar pentru minereuri mai complexe se recomandă folosirea unor mașini de zețaj care permit obținerea a trei produse: concentrat, mixte și steril.

* * * **Mese de concentrare cu două nivele pentru prepararea cărbunilor.** Aufbereitungstechnik **5**, nr. 12, dec., 1964, p. 668—671.

Masa de concentrare constă din două suprafețe romboedrice suprapuse, care sînt cauciucate și în oscilație cu 275 curse/min, la o lungime a cursei de 19,05 mm. Cele două suprafețe sînt înclinate, atît pe lungime, cît și pe diagonală. Tulbureala se alimentează la unul din colțuri și se împrăștie pe masă cu ajutorul apei. Acest tip de masă de concentrare, fabricat în S.U.A., este folosit cu bune rezultate și la spălătoriile din R.F.G.

S c h i r n e r, F. **Protejarea muncitorilor din subteran împotriva bioxidului de carbon în minele de potasiu.** Sicherheit, **11**, nr. 12, dec. 1964, p.227—228.

În exploatările de săruri de potasiu, lucrărilor de împușcare li se acordă o deosebită atenție din punctul de vedere al tehnicii securității. La fiecare mină se întocmește un plan de avarii pe baza căruia se iau măsuri în caz de acidente și pe baza căruia activează echipa de salvare și intervenție. Semnalizarea de alarmă în caz de pericol, datorită erupțiilor de bioxid de carbon, se face acustic, optic și telefonic pînă la fiecare loc de muncă.



centrozap

ÎNTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERȚUL EXTERIOR

În domeniul mecanizării și automatizării minelor de huilă:

- combine cu tamburi;
- mașini de transport în subteran;
- transportoare ușoare cu raclete, transportoare blindate cu raclete;
- instalații complete pentru hidromecanizarea transportului vertical și orizontal în minele de huilă adînci;
- instalații pentru extracția hidromecanizată a huilei și alte mașini miniere.

Katowice — Ligonia 7 — Polonia
Căsuta poștală: 825
Telefon: 51-34-01
Telegrame: CENTROZAP Katowice
Telex: 31-242

Vizitați standul nostru (Pavilion 33 — b) la Tîrgul Internațional de la Poznan 13 – 27 iunie 1965.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 6 IUNIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Бериндей Валерия *Результаты бурения с применением сжатого воздуха.*

Описываются практические результаты бурения скважин с применением сжатого воздуха, полученные при разведке бокситов в районе где обычное бурение с промывкой буровым раствором, по причине циркуляционных потерь, проводилось в тяжелых условиях и с высокой себестоимостью.

Технико-экономические показатели достигнутые при применении описанного способа, в частности увеличение скорости бурения в 3—4 раза, привели к значительному уменьшению себестоимости бурения.

Маня А. *Графико аналитический способ расчета утечки тока в шахтной электросети при повреждении изоляции одной из фаз.*

Выявляется существование оптимальной величины сопротивления изоляции фаз, при которой ток в поврежденном месте изоляции обладает минимальной величиной.

Божин С. и Геря Г. *Расчет экономической эффективности применения радиометрической сортировки урановых руд.*

Предлагается простой и быстрый графический способ расчета оптимальных технико-экономических результатов применения радиометрической сортировки урановых руд в зависимости от технологических параметров сортировки и структуры себестоимости.

Дарабонт Ал. и Дульче З. *Электрический способ измерения характеристики пневматических перфораторов.*

Предлагается электрический способ измерения давления воздуха в цилиндре перфоратора, приводятся результаты отдельных испытаний.

Ницэ Пион, П. *Сэвэдисла — новый тип осадочных месторождений железных руд.*

ЗАМЕТКИ

Габриан В. *Пути снижения потерь в закладке при разработке месторождений руд цветных металлов.*

ХРОНИКА

Гицулеску Т. *Геология и горное дело Добруджи (научно техническое совещание в г. Констанца — октябрь 1964 г).*

ИНФОРМАЦИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Berindei Valeria *Bohrergebnisse mittels Schürfbohranlagen, bei Verwendung von Druckluft als Spülmittel.*

Der Aufsatz übermittelt die mittels Druckluftspülung bei der Erschürfung von Bauxitlagerstätten erzielten Resultate, in einem Gebiet wo das Schlammbohren infolge der Spülschlammverluste nur unter sehr schwierigen Bedingungen und hohen Kosten durchgeführt werden kann.

Bei Anwendung der Druckluftspülung in diesem Gebiet konnten, bei drei- bis viermal höherer Bohrgeschwindigkeit, die Gestehungskosten auf etwa ein Drittel vermindert werden.

Manea, A. *Grapho-analytische Berechnungsmethode des Fehlerstromes im elektrischen Grubennetz, im Falle von Isolationsbeschädigungen bei einer der Phasen.*

Der Aufsatz beschreibt eine grapho-analytische Methode zwecks Berechnung des Fehlerstromes im elektrischen Grubennetz, im Falle von Isolationsbeschädigungen bei einer der Phasen. Bei Widerstandsschwankungen an der Fehlerstelle wird der Fehlerstrom im komplexen Plan in Form von Kreisbögen übertragen.

Der im beschädigten Phasenteil konzentrierte Fehlerstrom ist proportional mit der in diesem Falle eintretenden Spannung des Nullpunktes. Es wird analytisch und auch graphisch nachgewiesen, dass ein optimaler Wert für den Isolationswiderstand der Phasen besteht, für welchen der bei der Fehlerstelle durchfliessende Strom einen Minimalwert beträgt.

Bojin, S. und Gherea, Gh. *Berechnung des ökonomischen Wirkungsgrades der radiometrischen Sortierung.*

Der Aufsatz behandelt ein einfaches und schnelles grapphisches Verfahren für die Berechnung des bei der radiometrischen Sortierung von Uranerzen erzielbaren technisch-ökonomischen Höchstwertes, in Abhängigkeit von den technologischen Kennziffern der Sortierung und der Kostengliederung.

Darabont, Al. und Dulce, Z. *Bestimmung der charakteristischen Eigenschaften der Presslufthämmer inländischen Erzeugnisses, durch Anwendung elektrischer Messverfahren.*

Es wird die Bestimmung der Druckschwankungen im Zylinder des Bohrhammers durch elektrische Verfahren, bei gleichzeitiger Anführung einiger Versuchsergebnisse vorgeschlagen.

Niţă Pion P. *Săvădisla, eine neue Art sedimentärer Eisenerzlagerstätten.*

NOTIZEN

Gabrian, V. *Wege zur Verminderung von Versatzverlusten beim Abbau von Nichteisen-Lagerstätten.*

CHRONIK

Ghiţulescu, T. *Meinungsaustausch bezüglich der Geologie und des Bergbaues der Dobrudscha, gelegentlich der im Oktober 1964 in Constanţa stattgefundenen Tagung.*

NACHRICHTEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Berindei Valeria. *Résultats acquis dans le forage par l'emploi de l'air comme moyen circulant.*

Dans cet article sont indiqués les résultats pratiques obtenus par application du forage à l'air aux travaux de recherche d'un gisement de bauxite, dans une région où le forage à la boue s'effectuait très difficilement à cause des fuites de circulation et à un prix de revient trop élevé.

Les indices technico-économiques réalisés par le forage à l'air dans cette région, et spécialement l'augmentation de trois à quatre fois de la vitesse commerciale de forage, ont conduit finalement à un prix de revient trois fois moindre.

Manea, A. *Une méthode grapho-analytique pour déterminer les courants de fuite dans les réseaux électriques des mines en cas de défauts d'isolation sur une des phases.*

On expose une méthode de calcul grapho-analytique pour établir la valeur des courants de fuite dans les réseaux électriques au fond, provoqués par des défauts d'isolation sur une des phases. Les variations de la résistance des endroits endommagés et les courants de fuite décrivent dans un plan complexe, des arcs de cercle. Le courant de fuite concentré à l'endroit avarié est proportionnel à la tension de déplacement. On fait ressortir ainsi, analytiquement et graphiquement, le fait qu'il existe une certaine valeur de la résistance isolatrice entre phases pour laquelle le courant à l'endroit endommagé a une valeur minime.

Bojin, S. et Gherea, Gh. *Le calcul de l'efficacité économique au triage radiométrique.*

Les auteurs présentent une méthode graphique simple et expéditive pour la détermination de l'effet tehnico-économique optimal du triage radiométrique des minerais d'uranium, en fonction des paramètres technologiques de l'opération et de la structure du prix de revient.

Darabont, Al. et Dulce, Z. *Le mesurage par des méthodes électriques des caractéristiques des marteaux pneumatiques fabriqués en R.P.R.*

Les auteurs proposent de mesurer la variation de la pression dans le cylindre de perforateur par application des méthodes électriques, en indiquant les résultats de certains essais effectués.

Niţă Pion P. *Săvădisla — un nouveau type de gisement de fer sédimentaire.*

NOTES

Gabrian, V. *Une voie pour réduire les pertes dans les remblais à l'exploitation des gisements de métaux non-ferreux.*

CHRONIQUE

Ghiţulescu, T. *La géologie et l'industrie minière dans la région de la Dobrogea en discussion à la session de rapports et communications de Constanţa (octobre 1964).*

INFORMATIONS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Berindei Valeria. *Results obtained by air drilling.*

In the article, the practical results obtained by applying air-drilling in the exploration of bauxite deposits are set forth. The drilling has been performed in a region, where the normal mud drilling meets with great difficulties, caused by the loss of circulation, raising thus considerably the cost of drilling.

The technical-economical indexes obtained in that particular region by air drilling and especially the 3—4 times increased commercial speeds, resulted in a three times reduced drilling price.

Manea, A. *A grapho-analytic method for the calculation of the leakage current resulting in electrical mining networks, in case of an insulation defect on one of the phases.*

A grapho-analytic method for the calculation of the leakage current resulting in electrical mining networks, in case of an insulation defect on one of the phases, is set forth. At the variation of the resistance of the defect place, the leakage currents describe arcs of circle, in the complex plan. The leakage current concentrated in the defect place, is proportional to the voltage of the neutral point. The existence of an optimum value of the insulation resistance of the phases, for which the current in the defect place has a minimum of value, is pointed out, by analytical and graphic methods.

Bojin, S. and Gherea, Gh. *The estimation of the economic efficiency of radiometric sorting*

The authors present a simple and quick graphic method for the estimation of the technical-economical optimum of the radiometric sorting of uranium ore, depending on the technological parameters of the sorting and the structure of the prices.

Darabont, Al. and Dulce, Z. *Measurements through electrical methods of the characteristics of the pneumatic hammers, produced in our country.*

The measurement of the pressure variation in the bore cylinder through electrical methods is suggested; results of some tests are described.

Niţă Pion, P. *Săvădisla — a new type of sedimentary iron ore deposit.*

NOTES

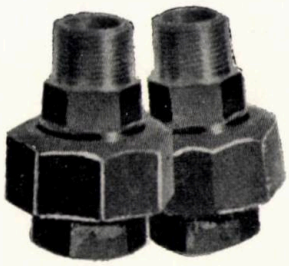
Gabrian, V. *Method for reducing the filling losses in the working of non-ferrous ore deposits.*

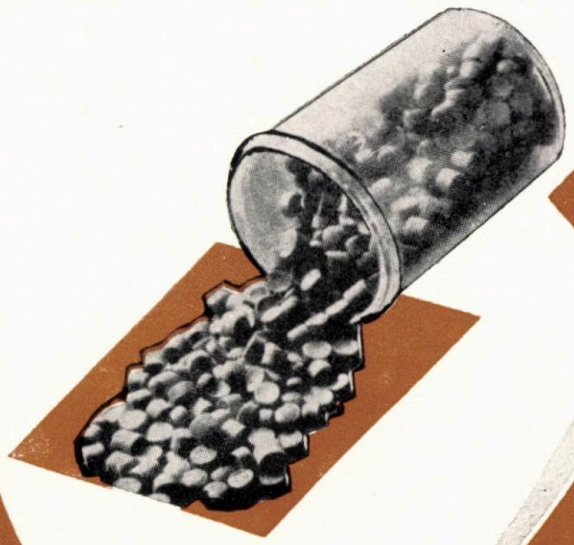
CHRONICLES

Ghiţulescu, T. *The geology and the mining industry in Dobrogea, as discussed in the Session of Reports and Communications of Constanţa (October 1964).*

INFORMATIONS

DOKUMENTATIONS





MASE PLASTICE
BUCUREŞTI

produce

- granule PVC omogene, opace, de diverse culori

- tuburi izolante electrice, plăci separatoare din PVC pentru acumulatori, plăci din PVC utilizate la realizarea ambalajelor pentru transportul fructelor, țevi din PVC dur

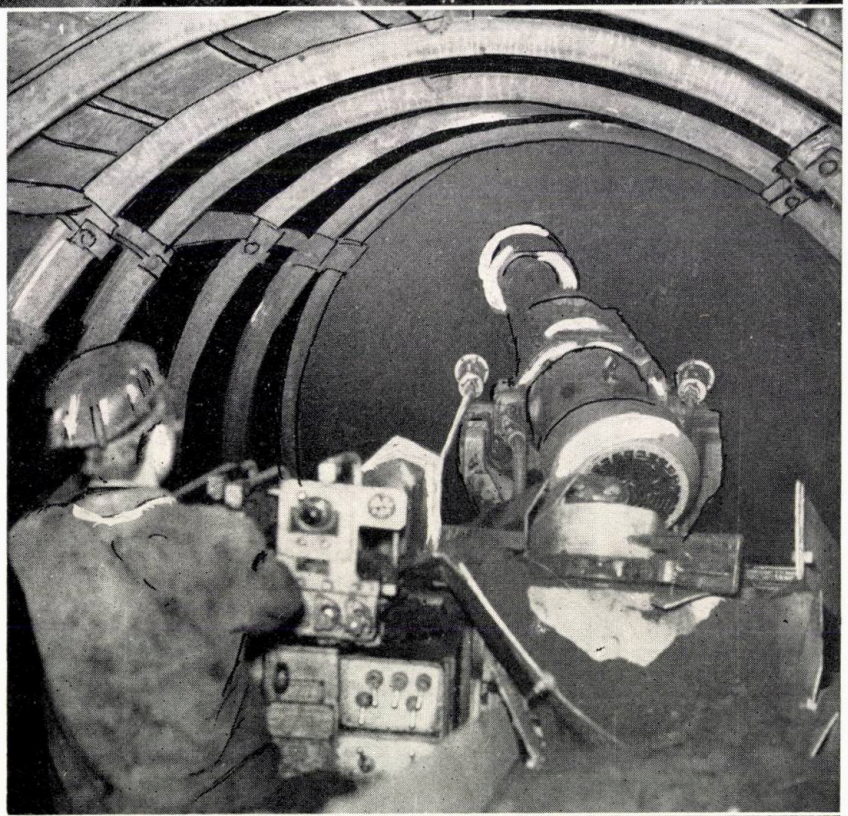
FABRICA DE MASE PLASTICE „BUCUREŞTI" — R. P. R.
STR. ZIDURI MOŞI Nr. 23 ● BUCUREŞTI 13
TELEFON 35.16.00

TRUSTUL MINIER

OLTENIA

produce prin unitățile sale:

- la E. M. Motru
  lignit N. I. I 142-63
- la E. M. Rovinari
  lignit N. I. I 122-64
- la sectorul Schela din E. M. Rovinari
  antracit N. I. I 143-63
- la sectorul Baia de Fier din
  E. M. Rovinari
  grafit concentrat N. I. I 161-63



TRUSTUL MINIER „ARDEALUL"

ORADEA
STR. V. ALECSANDRI Nr. 2

Stație sortare – însilozare

E.M. Voivozi

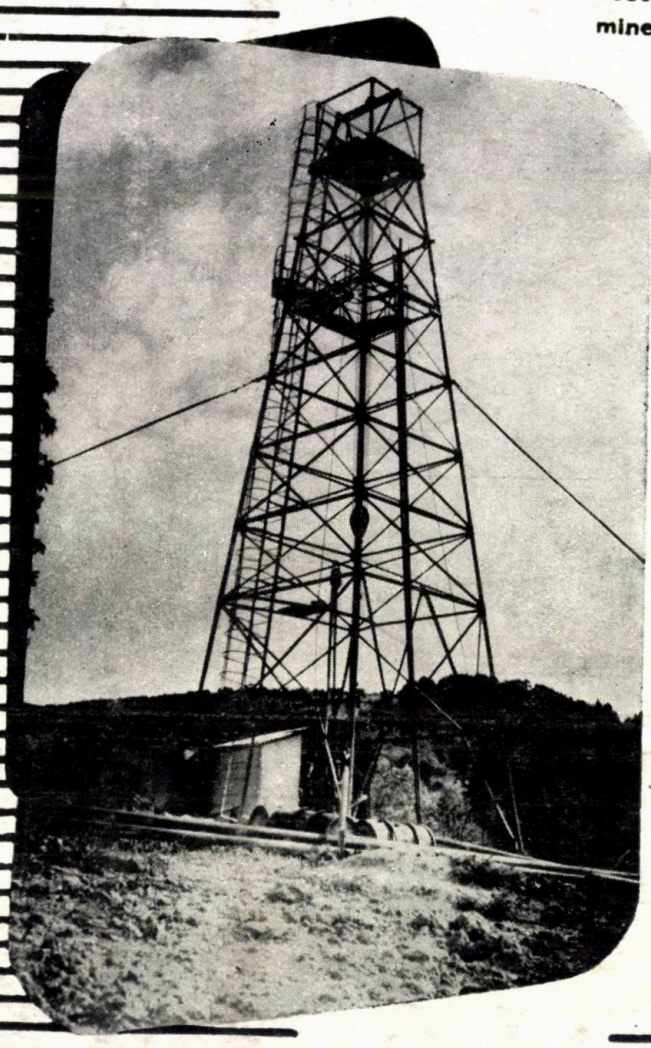
PRODUCE

LIGNIT, CĂRBUNE BRUN
ARGILĂ REFRACTARĂ, BAUXITĂ
BITUM NATURAL, NISIP BITUMINOS
ULEIURI POLARE

Execută :

1965 SEP 28.

- **prospecțiuni geologice și geofizice**
- **ridicări topografice**
- **explorare prin foraje și lucrări miniere**
- **analize de laborator**
- **deschiderea zăcămintelor de substanțe minerale utile pentru :**
  - **minereuri neferoase : cupru, zinc, plumb, aur ;**
  - **minereuri de fier ;**
  - **minereuri nemetalifere : argile refractare, disten, feldspat, nisipuri metalurgice ;**
  - **săruri de potasiu ;**
  - **cărbuni cocsificabili și energetici**



TRUSTUL DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

București, str. Izvor nr. 78 telefon 27.20.00

E 1433

REVISTA MINELOR

7

IULIE

1965

BUCUREȘTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 265 — 312

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.

ANUL 16 Nr. 7 1965

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

CUPRINS

		Pag.
Almăşan Bujor	**Industria minieră în perioada şesenalului şi sarcinile ei de bază în viitorii 5—10 ani**	265—269
Caloianu, Gh., Marian, I. şi Iliaş N.	**Analiza mijloacelor de mecanizare a tăierii cărbunelui folosite pînă în prezent în stratele subţiri din Valea Jiului**	270—279
Gaube, R.	**Erupţie de metan şi steril la săparea unui tunel hidrotehnic**	280—286
Mihailovici, N.	**Despre corelaţia dintre rezervele de minereu şi metal a zăcămintelor**	286—293
NOTE		
Martinov, M.	**Încercări în fază industrială pentru găsirea unor spumanţi fabricaţi în ţară înlocuitori ai uleiului de metil greu**	294—296
Niţescu, T.	**Experimentarea unei noi variante de pregătire la aplicarea metodei de exploatare cu galerii de suborizont**	296—299
DIN ACTIVITATEA MINISTERULUI		
	Colegiul Ministerului Minelor şi Energiei Electrice cu privire la activitatea Publicaţiilor tehnice	299
TEMATICA REVISTEI MINELOR PE ANUL 1965		300
INFORMAŢII		
RECENZII		
DCUMENTARE		

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor respansabil; ing. BÎRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; ing. GURĂU ANDREI; prof. dr. ing. HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei R.P.R.; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; conf. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPAŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

Industria minieră în perioada şesenalului şi sarcinile ei de bază în viitorii 5–10 ani

Ing. *BUJOR ALMĂŞAN*
ministrul minelor şi energiei electrice

Unul din principiile de bază ale politicii de industrializare socialistă a ţării şi de dezvoltare cu prioritate a industriei grele — politică dusă cu consecvenţă de Partidul Comunist Român — este folosirea cît mai deplină a posibilităţilor interne, printre care şi valorificarea maximă a resurselor naturale existente în subsolul ţării noastre.

Industria noastră minieră, care extrage şi pune la dispoziţia celorlalte ramuri economice — în primul rînd industriei grele — un număr de peste 40 substanţe minerale solide, a devenit în anii puterii populare o ramură de bază a industriei, trebuind să se dezvolte în armonie cu restul ramurilor industriei grele.

Liniile principale de dezvoltare a diferitelor ramuri şi subramuri ale industriei noastre miniere au fost trasate prin hotărîrile Conferinţei Naţionale a P.C.R. din octombrie 1945, prin planul de electrificare din octombrie 1950, prin hotărîrile Conferinţei pe ţară a muncitorilor minieri din anul 1952 de la Petroşeni, prin Directivele Congresului al VII-lea şi al VIII-lea al P.C.R.

Pentru perioada şesenalului, care se încheie la sfîrşitul acestui an, Directivele Congresului al VIII-lea al P.C.R. au trasat industriei miniere o serie de sarcini, din care cele mai importante sînt:

— executarea unui program vast de lucrări geologice de cercetare, în vederea sporirii rezervelor de substanţe minerale utile, în primul rînd la minereurile de fier, neferoase, la cărbuni (mai ales la cărbunii coesificabili), precum şi la unele substanţe nemetalifere;

— dezvoltarea capacităţilor de producţie în toate ramurile şi subramurile industriei miniere: pentru cărbuni în vederea asigurării unei baze cît mai largi de fabricare a cocsului din cărbune de producţie internă şi pentru completarea surselor de energie primară; pentru minereurile de fier şi neferoase în vederea acoperirii în măsură cît mai mare a nevoilor de cupru, de fier şi a acoperirii integrale a necesităţilor de plumb, zinc şi de aluminiu; pentru substanţele nemetalifere şi pentru sare în vederea satisfacerii cît mai complete a necesităţilor interne şi crearea de disponibilităţi pentru export;

— efectuarea de noi cercetări tehnologice pentru stabilirea de procedee eficiente de preparare şi înnobilare a minereurilor şi a ligniţilor şi construirea de uzine şi instalaţii de preparare corespunzătoare;

— mecanizarea lucrărilor grele şi cu volum mare de muncă, asimilarea şi fabricarea în serie a unui număr însemnat de utilaje miniere de exploatare şi de preparare;

— creşterea productivităţii muncii, reducerea preţului de cost şi a consumului de lemn de mină;

— realizarea în cadrul sarcinilor de mai sus a unor obiective miniere de mare importanţă, enumerate de Directive, cum sînt o preparaţie de cărbuni de mare capacitate în Valea Jiului, o uzină de preparare a minereurilor de fier, complexul minier de exploatare şi preparare a bauxitei, punerea în producţie a cinci mine de minereuri neferoase etc.

Cum au dus la îndeplinire colectivele de muncitori, ingineri şi tehnicieni din industria minieră, sarcinile de mai sus?

Sub conducerea organizaţiilor de partid, muncind cu însufleţire, oamenii muncii din industria minieră pot raporta partidului îndeplinirea şi depăşirea celor mai importante sarcini ce le-au fost trasate prin Directivele Congresului al VIII-lea al P.C.R.

Înainte de a trece la analiza sumară a acestor realizări, este necesar să menţionăm că în perioada şesenalului, industriei miniere i-a fost repartizat un volum mare de investiţii şi anume 10,3 miliarde lei, sau circa 9,5% din totalul investiţiilor acordate întregii industrii. Din aceste fonduri 5,6 miliarde lei au fost îndreptate spre sectoarele de minereuri, care au avut cele mai mari sarcini, iar 4,7 miliarde lei spre industria carboniferă. În aceeaşi perioadă statul a mai repartizat Comitetului geologic fonduri pentru lucrări de cercetări geologice, iar Sfaturilor populare regionale fonduri pentru construcţii de locuinţe şi social-culturale în localităţile miniere.

Ca urmare a activităţii geologice desfăşurate în cursul şesenalului, rezervele de substanţe minerale utile au sporit sensibil, creîndu-se baza materială pentru un nou avînt al industriei miniere. Comparativ cu situaţia existentă la începutul şesenalului (1.I.1960) rezervele de categoriile A + B + C_1 de bilanţ cresc la sfîrşitul şesenalului în proporţie de 185 % la cărbunii de calitate superioară (huilă), în proporţie de 260% la minereurile de fier şi de 300% la minereurile neferoase. Sporuri însemnate s-au obţinut la rezervele mai multor substanţe nemetalifere.

Au crescut mai ales rezervele de huilă în bazinul Văii Jiului şi cele de lignit în Oltenia; a fost descoperit noul zăcămînt de minereu de fier de la Căpuş şi au fost conturate noile cîmpuri miniere de la Teliuc-est şi Ghelar-est; a fost sensibil lărgită baza de minereuri neferoase la Bălan, Cavnic, Baia Sprie, Deva, în zonele noi de la Moldova Nouă, Leşul Ursului, Ilba, Şuior ş.a.

În ceea ce priveşte minereurile de fier, cu toată creşterea mare de rezerve faţă de anul 1960, lucrările geologice efectuate în cursul şesenalului n-au confirmat caracterul exploatabil al importantei rezerve de

la Palazul Mare (Dobrogea), datorită conținutului mai redus și condițiilor hidrogeologice grele. De asemenea, rezervele puse în evidență în Poiana Ruscă sînt sub cele scontate.

În ceea ce privește sarcinile de dezvoltare a producției acestea au fost realizate astfel :

	în milioane tone				
	Nivelul din anul 1959	Sarcina conform Directivelor	Realizat *	% 1965 / 1959	Ritm mediu anual de creștere, %
Cărbune brut extras	7,9	11,5—12,5	12,0	1,5	7,1
din care : huilă	4,1	6,0	6,0	1,5	6,5
Minereu de fier	1,1	4,0	2,4	2,2	14,0
Minereuri neferoase (complexe și cuprifere)	1,1	3,7—4,2	4,0	3,6	24,0

*Date planificate sau preliminate pentru sfîrșitul anului 1965.

Creșteri însemnate de producție față de anul 1959 au fost realizate și la produsele nemetalifere (de 2,8 ori) și la sare (2,3 ori).

Deci, față de anul de bază (1959) creșterile de producție obținute în industria minieră sînt foarte însemnate, la minereul de fier ritmul mediu anual de creștere fiind de peste 14,0%, iar la minereurile neferoase de 24%, ritm egal cu cel al industriei chimice, care a cunoscut cea mai accentuată creștere de producție în șesenal.

De asemenea sînd îndeplinite și depășite toate sarcinile din Directive, cu excepția minereului de fier, unde datorită situației rezervelor — arătată mai sus — precum și datorită faptului că s-au găsit posibilități de acoperire a necesităților de minereu de fier ale metalurgiei în condiții mai economice decît prin exploatarea de minereuri din țară cu conținuturi mai reduse, sarcina de creștere a producției a rămas nerealizată. Au fost date în folosință toate obiectivele enumerate de Directive, precum și un număr de alte obiective de mare însemnătate, cum sînt : Preparația de cărbune de la Coroești, Uzina de preparare a minereului de fier de la Teliuc, Flotația centrală Baia Mare, complexele industriale de la Moldova Nouă și Leșul Ursului, exploatările și instalațiile de spălare a bauxitei din Munții Pădurea Craiului, două mine mari de lignit în Oltenia (Horăști și Leurda), o mină de huilă în Valea Jiului (Dîlja), cinci mine noi de minereuri neferoase etc.

Prin alocarea a circa 2,5 miliarde lei fonduri de investiții pentru dotarea tehnică a minelor, acestea au fost înzestrate cu un număr mare de utilaje. Au fost introduse noi tipuri de mașini de încărcat în galerii și abataje, combine, pluguri de cărbune și haveze, mașini de extracție, precum și un însemnat număr de utilaje noi și de mare capacitate la uzinele de preparare.

Pentru îmbunătățirea dotării tehnice a minelor, în cursul șesenalului, ministerul nostru în colaborare cu Ministerul Industriei Construcțiilor de Mașini a asimilat 30 de tipuri de utilaje miniere care au intrat în fabricația de serie și au fost introduse în minele și uzinele noastre. Dintre aceste utilaje menționăm mașina de încărcat pneumatică cu cupă, perforatorul pneumatic rotativ, ventilatoarele tubulare electrice și pneumatice, vagonetul de mină autodescărcător de 3 m³, transportorul cu raclete blindat și șerpuitor, pompele cu debite și înălțimi mari de refulare, troliile electrice, mașinile de extracție, transportoarele cu bandă de cauciuc cu lungimi pînă la 600 m, utilajele de preparare (concasoare, clasoare spirale, filtre, etc.). Toate aceste utilaje au performanțe mult superioare tipurilor aflate în exploatare la începutul șesenalului, iar unele sînt de tipuri noi. De asemenea, au fost aduse din import diferite tipuri de combine de abataje și de înaintări, pluguri de cărbune, complexe pentru susțineri metalice mecanizate ș.a.

Eforturile depuse în această direcție au permis o îmbunătățire sensibilă a unor indicatori de mecanizare. Astfel încărcarea la lucrările de înaintări a atins în anul 1964 circa 21% la cărbune și 36% la minereuri ; susținerea metalică în abataje s-a extins pînă la 27,7% din producția de cărbuni. În anul 1964, în sectorul carbonifer, au fost susținute metalic lucrări miniere în lungime de 114 km, față de 8,4 km în anul 1959 (de peste 13 ori). De asemenea, s-au obținut realizări la încărcarea mecanică în abataje, la tăierea cărbunelui cu pluguri și combine ș.a.

Am obținut succese în introducerea metodelor de exploatare de mare productivitate (galerii de subetaj, înmagazinare, abataje cu front lung etc.), 30,7% din producția de minereuri și 48% din producția subterană de cărbune fiind extrasă cu ajutorul acestor metode.

Au fost perfecționate fluxurile tehnologice clasice la instalațiile de preparare și introduse unele procedee noi de flotare, prin care au fost îmbunătățite continuu atît randamentele de extracție la uzinele de preparare a minereurilor , cît și gradul de concentrare al produselor livrate.

Aceste realizări au fost însoțite de o creștere continuă a productivității muncii și o reducere a prețului de cost. În industria cărbunelui productivitatea muncii a crescut în cursul șesenalului cu 45,8%, prețul de cost a fost redus cu 22,3%, iar consumul de lemn de mină a fost redus de la 53 m³/1 000 tone în anul 1959 la 35 m³/1 000 tone în anul 1965, sarcinile trasate de Directive la acești indicatori fiind realizate și depășite.

Succesele dobîndite de industria minieră în perioada șesenalului constituie un important aport la dezvoltarea și înflorirea întregii economii naționale. Totodată ele formează o puternică temelie pentru înfăptuirea noilor obiective puse în fața noastră de partid, pentru viitorul cincinal și pînă în anul 1975.

*

Directivele Congresului al IX-lea al P.C.R. cu privire la dezvoltarea economiei naționale în perioada 1966—1970, precum și cu privire la dezvoltarea energeticii în perioada 1966—1975, pun în fața industriei miniere sarcini de o deosebită importanță, pentru lărgirea bazei de materii prime și de combustibili a industriei, pentru atragerea în circuitul economic de noi rezerve.

Principalele sarcini prevăzute pentru industria minieră de cele două Directive privesc :

— intensificarea lucrărilor de cercetări geologice în vederea sporirii rezervelor, în special de minereuri neferoase și de substanțe nemetalifere ;

— dezvoltarea apreciabilă a producției miniere, în general în ritmuri mai accelerate ca cele medii pe industrie, sarcini deosebit de importante revenind industriei carbonifere, minereurilor cuprifere și sub stanțelor nemetalifere;

— îmbunătățirea calității minereurilor și a concentratelor de minereuri feroase, neferoase și a produselor nemetalifere, precum și reducerea pierderilor de metale în procesul de extracție și de preparare a minereurilor;

— intensificarea mecanizării muncilor grele și cu volum mare de muncă, atît în industria carboniferă cît și în sectoarele de minereuri;

— întărirea organizațiilor de cercetări, de proiectări și de construcții și montaj, în vederea asigurării construcției noilor obiective miniere la un înalt nivel tehnic și pentru scurtarea termenelor de punere în funcțiune a acestor obiective.

Lucrările de cercetări geologice pentru creșterea rezervelor de minereuri cuprifere, complexe și de bauxită se vor executa mai ales în bazinele miniere aflate în exploatare. Pentru cărbune, lucrările geologice vor urmări în principal promovarea rezervelor, precizarea rezervelor din unele cîmpuri miniere noi, cum sînt cele de la Bărbăteni și Hobiceni (Valea Jiului), precizarea datelor pentru trecerea la proiectarea și construcția carierelor în Oltenia. În sectorul nemetaliferelor lucrările geologice au ca scop sporirea rezervelor la azbest, feldspat, baritină, grafit, bentonită, caolin și tale, iar pentru sare sporirea rezervelor deschise la Slănic și Tg. Ocna.

În ceea ce privește dezvoltarea capacităților de producție preconizate pentru industria minieră, este necesar să arătăm că la baza acestora stau necesitățile economiei naționale, rezervele de substanțe minerale utile existente și premisele de dezvoltare a acestora, posibilitățile reale de creare a noilor capacități de producție și posibilitățile de valorificare mai bună a elementelor utile conținute în rezerve. Plecînd de la aceste necesități și posibilități, Directivele stabilesc pentru industria minieră următoarele sarcini de dezvoltare a producției:

	Realizări preliminate pe 1965	Niveluri		%	
		1970	1975	1970 / 1965	1975 / 1965
Cărbune extras, mil. tone	12,0	20—22	35—40	1,7—1,8 ori	2,9—3,4 ori
din care:					
— huilă de V. Jiului, mil. tone	5,7	8,5	11,5	1,5 ori	2 ori
— lignit de Oltenia, mil. tone	1,3	6,0	12,8	4,6 ori	10 ori
Minereuri de fier, mil. tone	2,4	3,4		1,42 ori	
Minereuri neferoase, mil. tone (complexe și cuprifere)	4,0	6,3		1,57 ori	
Sare, mil. tone	1,9	2,6		1,37 ori	
Substanțe nemetalifere, față de 1965 la producția globală		2,7		2,7 ori	

Pentru realizarea acestui nou avînt al industriei miniere, în cursul cincinalului viitor urmează să fie repartizate acesteia circa 13,3 miliarde lei fonduri de investiții, sau 9,2% din totalul investițiilor fixate pentru întreaga industrie. Din aceste fonduri vor fi îndreptate spre industria carboniferă 7 miliarde lei, spre sectorul de minereuri neferoase 3,8 miliarde lei, pentru sectorul de nemetalifere 1 miliard lei (de peste 4 ori față de perioada 1961—1965), iar restul pentru extracția de minereuri de fier, pentru sare, pentru locuințe și construcții social-culturale în bazinele miniere și pentru dotarea întreprinderilor de construcții și montaj.

În industria carboniferă dezvoltarea producției este prevăzută a se realiza în toate bazinele aflate în exploatare, însă ponderea principală va reveni bazinelor din Valea Jiului și Oltenia.

Dezvoltarea extracției de huilă în Valea Jiului, în proporțiile arătate mai sus, necesită punerea în exploatare a tuturor cîmpurilor miniere purtătoare de rezerve industriale. Devine necesară nu numai amplificarea la maximum a tuturor minelor aflate în expoatare și atingerea capacității proiectate la cele două mine a căror deschidere a început în cursul șesenalului — Dîlja și Paroșeni — dar și deschiderea a trei mine noi (Livezeni, Bărbăteni și Hobiceni), cu capacități de pînă la 1,5 mil. tone pe an, fiecare.

Față de importanța rezervelor industriale de lignit din Oltenia (88% din rezerva totală de lignit din țara noastră) și față de necesitățile mari ale energeticii, urmează să fie valorificate pe scară largă și aceste rezerve. Avînd în vedere puterea calorică redusă a ligniților și prețul de cost relativ ridicat al acestora pentru a nu determina o scumpire a prețului de cost mediu al energiei primare, este nevoie ca exploatarea lignitului din Oltenia să se facă în măsură cît mai însemnată prin metode de mare eficiență economică respectiv prin cariere de mari capacități, iar acolo unde grosimea descopertei depășește limitele economice, prin mine de capacități mari. Dezvoltarea producției de lignit în Oltenia ridică probleme cu totul noi pentru industria noastră carboniferă. Este nevoie ca noile cariere care se vor deschide la Rovinari, Tismana și în Valea Jiltului să fie dotate cu utilaje de mare randament și care să satisfacă condițiile concrete de zăcămînt, respectiv să fie utilaje de mare selectivitate, cu forță mare de tăiere și cu presiune specifică redusă pe sol. Dotarea cu aceste utilaje urmează să se realizeze din import.

De asemenea, pentru completarea experienței noastre încă reduse în exploatarea la zi, va fi necesară apelarea la experiența țărilor cu exploatări mari de acest fel. Totodată, urmează să fie deschise o serie de mine de mari capacități în Valea Motrului, în Valea Jiltului și la Albeni.

Este necesar să arătăm că, dacă în trecut cărbunele produs în țară avea rolul de a alimenta cocseriile cu cărbune pentru fabricarea cocsului și semicocsului și numai de a completa sursele de energie primară, în viitor cărbunele își păstrează în întregime rolul avut în satisfacerea necesităților siderurgiei și devine totodată o sursă principală în balanța de energie primară a țării. Dezvoltarea producției de energie electrică, prevăzută de Directive, este condiționată în măsură însemnată de atingerea capacităților de producție preconizate pentru industria carboniferă.

Subliniem cu toată tăria importanța sarcinilor ce revin în viitorii 5-10 ani industriei carbonifere și în primul rînd bazinelor Văii Jiului și Olteniei, care în anul 1975 trebuie să dea fiecare o cantitate de cărbune aproximativ egală cu întreaga producție de cărbune a țării din anul 1965. Accentuăm atît asupra proporțiilor

noilor sarcini cît și asupra termenelor scurte în care trebuie să asigurăm noile capacități de producție. De asemenea, insistăm asupra numeroaselor probleme de ordin tehnic ce trebuie rezolvate în acest timp, ca și asupra necesității de a recruta și califica circa 50 000 de muncitori, de a le asigura acestora, în colaborare cu Sfaturile populare regionale, condiții de locuință și social-culturale.

În sectorul de minereuri de fier dezvoltarea prevăzută necesită deschiderea a două mine noi în cîmpurile Teliuc-est și Ghelar-est, dezvoltarea la mai mult decît dublu a exploatării de la Căpuș, precum și dublarea capacității la Uzina de preparare de la Teliuc.

În ceea ce privește extracția și prepararea minereurilor neferoase, trebuie să asigurăm o creștere a producției de minereuri în proporție de 157%, din care a celor polimetalice cu 131%, iar a celor cuprifere cu 190%, sarcini însemnate revenind acestui din urmă sector.

Pentru a asigura noile niveluri de producție este necesar să amplificăm la maximum minele Cavnic și Șuior, precum și minele și uzinele de preparare de la Moldova Nouă, Leșul Ursului, Bălan, Burloaia ș. a. Va trebui să punem în exploatare zăcămîntul de la Fundul Moldovei și zona cu mineralizație complexă de la Leșul Ursului.

Probleme de o deosebită importanță se pun, în acest sector, în legătură cu valorificarea superioară a rezervelor de minereuri.

Datorită cunoașterii mult mai bune a zăcămintelor, se va trece la organizarea mai rațională a exploatării rezervelor, prin eșalonarea judicioasă a intrării în producție a diferitelor zone mineralizate, prin asigurarea unei succesiuni normale a exploatării panourilor și blocurilor, precum și prin aplicarea metodelor de exploatare celor mai adecvate condițiilor geologico-miniere ale fiecărui zăcămînt.

Va trebui să depunem eforturi pentru îmbunătățirea calității minereurilor extrase, respectiv să micșorăm apreciabil cantitatea de steril cuprinsă în minereuri, să reducem sensibil diluția minereurilor. Pe această cale vom obține atît o mai bună folosire a capacității minelor și a instalațiilor de extracție, cît și o creștere a producției de metale pe tona de minereu extras și pe unitatea de timp, precum și o reducere însemnată a prețului de cost al metalelor. Va trebui să mărim eforturile pentru determinarea conținuturilor de metale pe locuri de muncă și să stimulăm material producția de minereuri de calitate. De asemenea, să schimbăm o serie de indicatori cu care urmărim activitatea minelor de minereuri, indicatori care nu mobilizează exploatările la o producție de calitate. În această situație se află indicatorul de producție exprimat în tone de minereu, prețul de cost socotit pe tona de minereu, care urmează să fie înlocuiți cu indicatorul de producție exprimat în tone de metal (în minereuri sau în concentrate) și indicatorul de preț de cost exprimat în lei pe tona de metal.

Acțiuni de o importanță deosebită vor trebui duse pentru îmbunătățirea calității concentratelor plumboase și zincoase, pentru a le apropia de nivelul mondial. Experiența reușită pentru îmbunătățirea concentratului plumbo-cupros de la Baia Sprie va trebui extinsă prin construirea de instalații asemănătoare la Flotația centrală Baia Mare și în alte părți. La fel va trebui să aplicăm tehnologia pentru îmbunătățirea concentratului de zinc, prin care se obține creșterea conținutului de zinc și reducerea conținutului de fier. O valorificare superioară celei de astăzi se va obține la Burloaia, prin construirea unei instalații de flotație semidiferențială prin care se realizează însemnate cantități suplimentare de plumb, cupru, zinc și pirită. De asemenea, în colaborare cu Ministerul Industriei Petrolului și Chimiei va trebui să se asigure o valorificare complexă a concentratelor de pirită din care astăzi se valorifică numai sulful. Vor trebui puse la punct fluxurile tehnologice în sectorul de prelucrare chimico-metalurgică, pentru a valorifica din concentratele piritoase însemnate cantități de fier cupru, zinc, aur și argint.

Un rol însemnat în producția minieră a viitorului cincinal va reveni sectorului substanțelor nemetalifere. Este vorba atît de punerea în valoare de noi zăcăminte, de amplificarea celor aflate în exploatare, cît mai ales de o îmbunătățire sensibilă a calității acestor produse. Urmează să fie puse în exploatare zăcămintele noi de la Crăciuneasa, Buru și Ovidiu II (dolomită), cele de la Caraorman și Surduc-Jibou (diferite nisipuri) și multe altele, precum și amplificate toate minele aflate în producție, în primul rînd cele de la Ostra (barită), Mircea Vodă (argilă caolinoasă), Murfatlar (cretă) ș. a.

Pentru a asigura necesitățile de produse de calitate superioară, cerute cu insistență atît de industria internă cît și la export (caolin de calitate superioară, argilă caolinoasă cu grad ridicat de alb, talc, cretă și barită mieronizată, grafit și barită de mare puritate, nisipuri clasate, bentonită uscată și măcinată pentru turnătorie, talc farmaceutic etc.), vor trebui extinse mult cercetările tehnologice, lărgite contactele cu țările care au rezolvat la nivel superior aceste probleme și importat un număr de instalații complete. Subliniem posibilitatea de a obține pe aceste căi și însemnate cantități de produse pentru export.

Probleme însemnate se pun și pentru dezvoltarea extracției de sare, pentru sporirea producției de sare industrială necesară în primul rînd industriei chimice, precum și pentru creșterea disponibilităților de export.

Sarcini deosebite revin industriei miniere și pe linia extinderii progresului tehnic.

O primă preocupare o va constitui extinderea abatajelor cu front lung la minele de cărbuni și a metodelor de exploatare de mare productivitate la minele de minereuri. La exploatările la zi din industria carboniferă, vom introduce excavatoare cu roată cu cupe de mari capacități, transportul integral pe benzi și instalații de haldare, toate la nivelul tehnicii mondiale. În abatajele minelor de cărbuni vor fi extinse combinele și plugurile de cărbune, precum și susținerea metalică, o atenție deosebită urmînd să dăm experimentării și introducerii complexelor mecanizate pășitoare. De asemenea, va fi mult extinsă aplicarea transportoarelor blindate șerpuitoare. La minele de minereuri va fi aplicată pe scară largă tăierea cu găuri lungi, încărcarea și transportul cu mașini de încărcat cu siloz și screpere. La lucrările de transport vom urmări mecanizarea și automatizarea acestora, atît în subteran cît și la suprafață. Se prevede introducerea transportului cu schip pe puțuri și a descensoarelor între orizonturi, transportul în galerii pe benzi colectoare din cauciuc sau din materiale plastice, mecanizarea încărcării la punctele principale de colectare, mecanizarea încărcării și descărcării coliviilor la puțurile principale și automatizarea circuitelor acestora, precum și introducerea vagonetelor de mare capacitate.

La lucrările de deschideri și pregătiri vor fi extinse combinele de înaintări la minele de lignit și perforatoarele cu parametri ridicați la minele de huilă și de minereuri, mașinile de încărcat și screperele, precum și susținerea metalică în toate minele. La fel se va introduce susținerea ancorată, susținerea cu beton pompat și proiectat — în special la minele de minereuri — precum și susținerea cu cofraje glisante în puțuri.

Pentru a se asigura dotarea minelor cu utilaje de nivel tehnic ridicat, o atenție deosebită se va acorda asimilării de tipuri noi de utilaje miniere, precum și modernizării tipurilor existente.

Această acțiune de mare amploare, față de noile niveluri de producție și de marile exigențe ale progresului tehnic, cere eforturi deosebite din partea noastră și a Ministerului Construcțiilor de Mașini. În cursul cincinalului viitor trebuie să asigurăm asimilarea a circa 40 de utilaje noi. Printre asimilările și modernizările mai importante menționăm locomotivele Diesel, locomotivele electrice, mașinile de extracție de construcție modernă pentru adîncimi pînă la 400 m, utilajele și dispozitivele pentru mecanizarea și automatizarea circuitelor de vagonete, mașinile electrice de încărcat cu cupă, sondezele subterane cu acționare electrohidraulică, pompele speciale ș. a. O grijă deosebită se va acorda asimilării și modernizării echipamentului electric antigrizutos, urmînd ca, în cadrul Stației de cercetări pentru securitatea minieră din Petroșeni, să se dezvolte un laborator modern pentru încercarea și verificarea acestui echipament. De asemenea, este necesară organizarea producției în țară, la nivelul noilor necesități, a armăturilor metalice.

Pe lîngă utilajul fabricat în țară vor trebui să fie asigurate din import utilajele de serie mică, cum sînt combinele și plugurile de cărbune, mașinile de extracție pentru capacități și adîncimi mari, utilajul greu de excavat și de haldat pentru cariere, complexele de susținere mecanizate, unele instalații complexe de preparare pentru substanțe nemetalifere ș.a.

Preocupări susținute în continuare, vom avea în domeniul îmbunătățirii condițiilor de muncă și a măririi gradului de securitate a muncii, mai ales în subteran, introducînd procedee perfecționate pentru prevenirea și combaterea degajărilor de metan, aparate de control și semnalizare automată a metanului, generalizînd detectoarele de control, aplicînd degazarea unor zăcăminte de huilă și îmbunătățind utilajele electrice antigrizutoase. La fel vom acorda cea mai mare atenție aplicării normelor de tehnica securității.

Un rol important și răspunderi de proporții neobișnuite în realizarea sarcinilor noastre revin organizațiilor de cercetări miniere celor de proiectări și de construcții și montaj.

Organizațiilor de cercetări — Institutului de cercetări miniere, Stației de securitate minieră de la Petroșeni, sectoarelor de cercetări de pe lîngă marile întreprinderi miniere ca și unor sectoare noi care se vor înființa — le revine sarcina de a rezolva un mare număr de probleme puse în fața noastră în legătură cu ridicarea substanțială a nivelului tehnic al exploatării în subteran, valorificarea superioară a rezervelor și îmbunătățirea calității produselor, îmbunătățirea continuă a condițiilor de muncă și a tehnicii securității muncii.

Organizațiile de proiectare trebuie să asigure o ridicare a nivelului tehnic al lucrătorilor, în vederea elaborării volumului de proiecte pentru numărul mare de noi obiective miniere, proiecte la nivelul exigențelor tehnice tot mai mari și care să asigure o eficiență maximă a volumului mare de investiții, afectat dezvoltării industriei miniere.

Este necesar să fie întărite mult organizațiile de construcții și montaj din industria minieră, cu personal și cu dotație tehnică, pentru a realiza noile proiecte în condițiile unor parametri ridicați, precum și pentru scurtarea duratei de construcție a noilor obiective.

O preocupare specială va constitui ridicarea, prin toate mijloacele, a calificării muncitorilor minieri, a maiștrilor și tehnicienilor, pentru a face față noilor sarcini.

Mai este necesar să îmbunătățim în continuare organizarea producției și a muncii, să întărim în mod corespunzător exploatările miniere — unitățile care asigură nemijlocit producția.

Realizarea sarcinilor puse în fața noastră de Directivele celui de-al IX-lea Congres al Partidului Comunist Român va necesita eforturi deosebite din partea fiecăruia din lucrătorii din mineritul nostru.

Îndeplinind aceste sarcini, industria minieră va aduce o nouă și însemnată contribuție, nu numai la dezvoltarea industriei grele, dar și la îmbunătățirea repartizării forțelor de producție pe teritoriul țării, la ridicarea unor regiuni — cum sînt cele ale Olteniei, Maramureșului, Sucevei, a zonei Munților Apuseni — sarcină de bază a viitorului cincinal.

Însuflețirea cu care au fost primite Directivele Congresului în toate bazinele și unitățile miniere exprimă adeziunea deplină a lucrătorilor minieri la mărețul program de dezvoltare a României socialiste și hotărîrea noastră a tuturor de a realiza sarcinile ce ne sînt puse în față de partid.

MECANIZARE

Analiza mijloacelor de mecanizare a tăierii cărbunelui folosite pînă în prezent în stratele subțiri din Valea Jiului

Ing. *GH. CALOIANU*
ICEMIN Petroşeni

Ing. *I. MARIAN*
şi
ing. *N. ILIAŞ*
Institutul de mine

În dezvoltarea industriei carbonifere a R.P.R. bazinul carbonifer Valea Jiului ocupă un loc important. În anul 1965 în acest bazin vor fi extrase circa 5,7 milioane tone de cărbune coxificabil şi energetic. În anii următori această producţie va creşte continuu, atît prin mărirea capacităţilor minelor existente, cît şi prin darea în exploatare de noi mine. Conform Directivelor partidului şi guvernului, paralel cu creşterea producţiei va trebui ridicată în mod continuu productivitatea muncii şi micşorat preţul de cost al cărbunelui.

Calea cea mai eficace pentru realizarea acestor sarcini o constituie aplicarea de noi tehnologii pentru extragerea mecanizată a cărbunilor şi folosirea mijloacelor tehnice corespunzătoare. Alegerea şi introducerea în exploatare de noi mijloace tehnice de înaltă productivitate este o problemă de actualitate, însă pentru ca soluţia aleasă să fie raţională şi eficace sînt necesare analize şi studii temeinice prealabile.

Trebuie menţionat de la început că în bazinul Văii Jiului condiţiile geologico-miniere sînt grele şi anume : înclinarea stratelor variază de la 0 la 85°, grosimea de la 0,2—0,3 m pînă la 30—40 m, hipsometria stratelor este neregulată, zăcămîntul este puternic faliat. Cărbunele are incluziuni sterile tari, există emanaţii apreciabile de metan, rocile înconjurătoare în majoritatea cazurilor au stabilitate mică etc. Toţi aceşti factori îngreuiază introducerea şi extinderea mecanizării, îndeosebi în abataje.

În afară de analiza experienţei din alte ţări, extinderea mecanizării extragerii cărbunelui în Valea Jiului impune mai întîi o aprofundată analiză critică a tuturor mijloacelor de mecanizare încercate în acest bazin, îndeosebi în ultimele două decenii.

I. Dezvoltarea mecanizării tăierii cărbunelui în Valea Jiului

Începutul introducerii şi extinderii mecanizării tăierii cărbunelui în Valea Jiului poate fi considerată perioada anilor primului plan cincinal (1951—1955), prin folosirea maşinilor de havat tip SK-40 şi MV-60 şi a combinei Donbas-1 (la minele Lupeni şi Vulcan).

În intervalul 1953—1960 mecanizarea tăierii cărbunelui s-a folosit îndeosebi la Lupeni în stratele 5, 8, 9, 15, 17 şi 18, în abataje frontale la înclinări mai mici de 30° şi în unele strate subţiri de la minele Vulcan şi Aninoasa. Producţia extrasă cu haveze între anii 1953 şi 1960 nu a depăşit 2 % din producţia combinatului.

În anul 1960 în Valea Jiului, la Lupeni, Vulcan şi Uricani, s-au încercat noi maşini de havat (tip KMP-3 şi WLE-50-DW).

În anul 1961 a fost efectuată prima încercare de utilizare a combinei cu melc tăietor. În acest scop, combinei Donbas-1 i-au fost aduse cîteva modificări constructive, proiectate şi executate la C.C.V.J. Astfel, în locul braţului inelar şi a barei cu discuri s-a montat un melc tăietor, iar pentru încărcarea cărbunelui în locul încărcătorului s-a prevăzut o cormană care s-a ataşat la corpul maşinii. Combina a mai fost prevăzută cu o sanie pentru deplasarea pe transportor. Această combină modificată a fost încercată în stratul 18 la mina Lupeni. După o perioadă de încercări relativ scurtă, combina a fost transferată la mina Vulcan, unde a lucrat cu intermitenţe un timp scurt (tot în stratul 18), apoi experimentarea a fost sistată din cauza rezultatelor nesatisfăcătoare.

În vara anului 1962 în Valea Jiului au fost aduse din Republica Federală Germană două pluguri de cărbune : instalaţia de plug static Löbbe şi instalaţia taran tip Peissenberg. Plugul Löbbe a fost introdus în exploatare în stratul 18 la mina Lupeni în august 1962, unde a lucrat tot anul 1963 cu bune rezultate. Din cauza lipsei de zone de strat cu condiţii favorabile, instalaţia nu a putut fi folosită o perioadă de timp.

Experimentarea instalaţiei taran Peissenberg a început tot în august 1962 la mina Petrila, stratul 6, dar din cauza nereuşitei a fost sistată. La începutul anului 1964 această instalaţie a fost încercată în stratul 15 la mina Lupeni, obţinîndu-se unele rezultate promiţătoare (pro-

ductivitatea 4,2 t/post). Din cauza lucrărilor de pregătire existente necorespunzătoare (nu era prevăzută aplicarea acestei instalații) experimentarea a fost sistată. Spre finele acestui an instalația taran Peissenberg urmează a fi experimentată în stratul 7 blocul zero, la mina Petrila, după terminarea lucrărilor de pregătire. În zona respectivă stratul 7 are o grosime de 0,9—1,1 m și roci înconjurătoare stabile.

În cursul anul 1963 s-au primit noi mașini și anume: combina 1K-52 M, de construcție sovietică, care a început a fi experimentată cu succes în stratul 15 la Lupeni, iar din ianuarie 1965 în stratul 9 de la Uricani și combina KWB-2, de construcție poloneză, care se aplică în stratul 18 de la Vulcan din mai 1964.

Din cele arătate mai sus rezultă că, îndeosebi începînd cu primul cincinal, s-au făcut multe eforturi în scopul mecanizării tăierii cărbunelui în stratele subțiri din Valea Jiului. Cu toate acestea, condițiile grele de zăcămînt fac ca în prezent și în aceste strate, în majoritatea cazurilor, tăierea cărbunelui să se facă cu explozivi. Numai într-un număr mic de abataje tăierea cărbunelui se face cu pluguri, mașini de havat, sau combine și această situație se va menține pînă cînd se vor găsi noi tehnologii și metode de exploatare a cărbunelui în strate groase.

În Valea Jiului stratele subțiri reprezintă, în momentul de față, numai 15,1% din totalul de rezervă și din acestea numai 9,5% cu înclinări convenabile mecanizării cu mașini de tăiat în fîșii înguste cu complexe de susținere. În anul 1964 numai circa 16% din producția C.C.V.J. a provenit din stratele subțiri.

Ținînd seamă de cele de mai sus, de condițiile grele de zăcămînt, de succesiunea în exploatare a stratelor etc. considerăm că în Valea Jiului se poate extrage mecanizat, în cazul unei înzestrări tehnice corespunzătoare, maximum 10—15% din producția totală.

Costul mare al investițiilor de utilaj și nerecuperarea valorii lor în scurt timp, determinată de condițiile de mai sus, împiedică elaborarea de prevederi largi și limitează folosirea mașinilor de tăiat numai în zonele de strate cu condiții favorabile.

În viitorii 2—3 ani se vor menține mașinile existente în funcțiune, la care se vor adăuga, în zonele convenabile, încă trei pluguri Westfalia Löbbe și 3—4 combine tip 1K—52 M.

Se întrevede totuși pentru Valea Jiului o lărgire a domeniului de aplicare a mașinilor de tăiat, o dată cu intrarea în funcțiune a minelor noi (Paroșeni, Livezeni, Bărbăteni), care au strate cu hipsometrie relativ regulată, unde înclinările, în general mici și medii, și grosimile sînt convenabile. În acest caz se apreciază că proporția de cărbune extras mecanizat va putea ajunge la 25—30% din producția totală a acestor mine. Desigur că, o dată cu dezvoltarea tehnicii miniere și cu găsirea de noi procedee tehnologice, această proporție va crește.

Problema ridicării nivelului tehnic în Valea Jiului trebuie privită în ansamblul ei, cuprinzînd toate verigile procesului tehnologic de care depind indicatorii principali sintetici cum sînt: prețul de cost al tonei de cărbune extras, productivitatea muncii pe exploatare etc. Găsirea pîrghiilor principale de îmbunătățire a acestor indicatori se poate face numai pe baza analizei lor pe compartimentele procesului de extragere.

Din numărul total de posturi prestate pe combinat, operațiile care consumă cel mai mare procentaj sînt: operațiile din abataj — 33%; transportul — 22%; totalul proceselor de la suprafață — 18,5%.

Ponderea însemnată pe care o au operațiile amintite în numărul total de posturi scoate în evidență importanța care trebuie acordată, în afara operațiilor de abataj, celorlalte operații, cu atît mai mult cu cît ele sînt mai accesibile sistematizării, ridicării gradului de mecanizare și de automatizare, ceea ce va atrage după sine o creștere a productivității muncii și reducerea însemnată a prețului de cost.

În lucrarea de față se vor analiza unele probleme legate de operațiile din abataj și anume analiza rezultatelor obținute cu diferite mașini de tăiat, folosite pînă în prezent, ale căror caracteristici tehnice principale sînt prezentate în tabela 1 pentru mașini de havat și combine, și tabela 2 pentru pluguri de cărbune.

II. Mecanizarea tăierii cu mașini de havat

Vom analiza pe scurt atît rezultatele obținute cu mașinile KMP-3, ce se folosesc în prezent și care au dat cele mai bune rezultate, cît și cele realizate cu mașinile MV-60 și WLE-50—DW, care s-au folosit în ultimii ani.

1. *Mașinile de havat MV-60*, de fabricație sovietică, s-au folosit între anii 1953—1961 la minele Lupeni și Vulcan, în stratele 15 și 18. Condițiile de zăcămînt ale stratelor 15 și 18, în porțiunile în care s-au experimentat aceste mașini, au fost destul de favorabile: coperiș cu stabilitate și tărie medie, cărbune nu prea tare cu puține incluziuni sterile dure și hipsometria stratului destul de regulată.

Înclinarea stratelor a fost sub 20°, iar grosimea de 1,1—1,4 m pentru stratul 18 și circa 1,5 m pentru stratul 15. Lungimea abatajelor a variat între 35 și 120 m, iar adîncimea făgașelor a fost, de obicei, de 1—1,2 m.

Pînă în anul 1961 susținerea abatajelor s-a făcut de regulă în lemn, apoi s-a trecut și la susținerea metalică a abatajelor, fie cu stîlpi metalici tip URUMP și grinzi metalice în consolă cu lungimea de 2 m, fie cu stîlpi hidraulici tip GS-3-2M cu grinzi metalice în consolă tip VDU-1S.

Tabela 1

Caracteristicile tehnice ale mașinilor de havat și ale combinelor

Indicii	Tipul						
	KMP-3	WLE-50-DW	MV-60	Donbas-1	Donbas-1 cu melc	1K-52 M	KWB-2
Grosimea stratului, m				0,8—1,5	1,1—1,5	1,1—1,8	0,8—2
Înălțimea organului tăietor, m	0,12 ; 0,14	0,12 ; 0,14	0,12 ; 0,14	0,71 ; 0,83 1,0	1,05	cu reglare continuă de la 1,1 la 1,7	0,8; 0,95; 1,1; 1,25; 1,4
Adîncimea fișiei tăiate, m	1—2,8	1,3	1,2 ; 2,8	1,2 ; 1,6 ; 2,0	0,5	0,5—0,625—0,75	0,6
Tipul organului tăietor	cu lanț	cu lanț	cu lanț	braț inelar cu lanț	tobă melc	două tobe	tobă (freză)
Viteza de tăiere, m/s	2,12	2,4	2,12	1,54	4,14	3,8	—
Viteza de înaintare, m/min — de lucru — de manevră	0,3—1,4 3,6		0,27 ; 0,54 ; 0,81 ; 1,08 14,5	0,27 ; 0,54 ; 0,81 ; 1,08 14,5	0,27 ; 0,54 ; 0,81 ; 1,08 14,5	0—2,9 0—8,7	0—2,5
Puterea, kW — orară — de durată	52 23	37	65 25	65 25	65 25	105 75	60 —
Greutatea, t	3,5	3,16	3,5	6,3 ; 7,2	6,5	6,45	

Tabela 2

Caracteristicile tehnice ale plugurilor de cărbune

Tipul plugului (firma, țara)	Grosimea stratului, m	Lungimea abatajului, m	Tipul organului de lucru	Fișia		Dimensiunile plugului			Tipul organului de tracțiune	Forța de tracțiune, t	Viteza de deplasare a plugului, m/s
				adîncimea, mm	înălțimea, mm	lățimea, mm	înălțimea, mm	lungimea, mm			
Löbbe-Westfalia (Lünen, R.F.G.)	0,4— 2	140—200	cu cuțite	50—150	0,35—0,75	400	350—750	2 000	cu lanț	22	0,48—0,56
Peissenberg (R.F.G.)	0,3—12	100—150	cu cuțite						cu lanț	20	0,95—1,8

În majoritatea cazurilor tăierea s-a făcut de pe transportorul cu raclete blindat. După tăierea făgașului depilarea s-a făcut cu ciocane de abataj, iar uneori cu ajutorul explozivilor și al ciocanelor de abataj. Încărcarea cărbunelui pe transportor s-a făcut prin cădere liberă pe transportor și parțial prin încărcare manuală.

În cursul întregii perioade de folosire, mașinile de havat MV-60 au dat rezultate bune. În tabela 3 sînt redate rezultatele obținute cu mașina MV-60 la mina Lupeni în anul 1961, comparativ cu alte tipuri de mașini folosite în stratul 18, blocul VI.

În acest abataj, deci în aceleași condiții, în perioada 1961—1962 tăierea s-a făcut cu diferite tipuri de mașini (mașinile de havat MV-60, WLE-50-DW, KMP-3 și combina Donbas-1 cu melc), care s-au succedat, ceea ce permite să se facă o comparație între ele.

Comparația diferitelor tipuri de mașini se face în special pe baza analizei productivității muncii și a comportării lor în timpul funcționării. Nu s-a luat ca indice principal de comparație viteza de înaintare a frontului de lucru, aceasta fiind influențată îndeosebi de factori organizatorici.

Productivitatea medie obținută cu mașina MV-60 (tabela 3), deși nu este prea ridicată, totuși este mai mare decît productivitatea obținută cu mașina de havat WLE-50-DW și cu combina Donbas-1 cu melc.

În timpul exploatării mașina de havat MV-60 a lucrat bine : ea s-a dovedit de construcție solidă, prezintă siguranță în funcționare și are putere mare a motorului (57 kW) ceea ce a permis ca în cazul vitezei maxime de înaintare, de 1,4 m/min, să asigure o productivitate ridicată la tăierea în cărbune de orice tărie.

2. *Mașinile de havat WLE-50-DW* cu două bare, de fabricație poloneză, s-au folosit cu intermitențe în Valea Jiului în perioada 1961—1962 și în noiembrie-decembrie 1964 la minele Lupeni și Uricani.

La Lupeni mașina de havat WLE-50-DW s-a încercat în aceleași condiții de zăcămînt în care a fost folosită și mașina de havat MV-60, adică în stratul 18, bloc VI, iar la Uricani în stratul 9, blocul II și V. În zonele respective stratul 9

are o grosime de 1,8—2,2 m, o înclinare medie de 15° şi nu conţine incluziuni de sferosiderită.

Haveza s-a deplasat pe transportorul din abataj, executînd un făgaş cu o adîncime de 1m (pentru o lungime a barei de 1,2 m). La Lupeni depilarea cărbunelui s-a făcut cu ciocane de abataj (datorită prezenţei metanului), iar la Uricani — cu explozivi. Susţinerea abatajului s-a făcut cu stîlpi şi grinzi metalice în consolă.

Productivitatea medie realizată în abataj prin folosirea maşinii de havat WLE-50-DW la Lupeni este de 3,3 t/post (vezi tabela 3), iar la Uricani este de 4,5 t/post. După cum se vede, aceste valori, în special la mina Lupeni, sînt destul de scăzute. Aceasta se explică prin funcţionarea necorespunzătoare a maşinii, cauzată în primul rînd de puterea insuficientă a motorului (37 kW pentru două bare), ceea ce a îngreuiat mult tăierea. În afară de aceasta, adesea barele se apropiau şi se înţepeneau. În scopul înlăturării acestor neajunsuri s-a încercat a se efectua tăierea numai cu o bară, dar în acest caz bara se ridica uneori spre coperiş. Insuficient de rezistente pentru condiţiile Văii Jiului s-au dovedit a fi cuţitele originale care, deşi masive şi armate cu plăcuţe din aliaj dur, uneori se ştirbeau şi se rupeau. Adesea, din cauza sarcinilor dinamice mari la care erau supuse cuţitele la tăierea în intercalaţii sau incluziuni tari (în special la Lupeni), plăcuţele de aliaj dur se deslipeau.

Productivitatea medie obţinută la Uricani (4,5 t/post) este mult mai mare decît cea obţinută la Lupeni (3,3 t/post), însă aceasta se explică prin grosimea mai mare a stratului şi nu printr-o mai bună funcţionare a maşinii, care a manifestat în ambele cazuri aceleaşi neajunsuri.

3. *Maşinile de havat KMP-3* au început să fie exploatate în Valea Jiului din anul 1961, la minele Lupeni (stratele 15 şi 18) şi Vulcan (stratele 14 şi 18).

La Lupeni, în stratul 18, maşina KMP-3 s-a folosit în aceleaşi condiţii de zăcămînt ca şi maşinile de havat MV-60, WLE-50-DW şi combina Donbas-1 cu melc, care au precedat-o în această succesiune în acelaşi abataj.

Lungimea de abataj în care s-au folosit aceste maşini a fost de 60 — 115 m la Lupeni şi 105 — 130 m la Vulcan.

La Lupeni s-a folosit susţinerea metalică a abatajelor, iar la Vulcan — susţinerea cu lemn.

Depilarea cărbunelui, după efectuarea făgaşului, s-a făcut cu ciocane de abataj.

Tabela 3

Indicii tehnico-economici obţinuţi la mina Lupeni în abatajul din stratul 18, blocul VI.

Tipul maşinii folosite	Perioada (luna, anul)	Grosimea medie a stratului, m	Lungimea medie a frontului de abataj, m	Înaintarea lunară a frontului de abataj, m	Numărul zilelor lucrate	Producţia extrasă, t	Productivitatea muncii, t/post
Maşina de havat MV—60 şi ciocanul de abataj	I, II, VI, 1961	1,38	99,5	11,5	62	5 383	3,51
Maşina de havat WLE—50—DW şi ciocanul de abataj	VIII, IX, X, XI, XII 1961 şi I 1962	1,37	117	13,0	89	10 139	3,3
Combina Donbas—1 cu tobă melc	XI, XII 1961 I, II—1962	1,35	117	14,2	36	4 199	3,42
Maşina de havat KMP—3 şi ciocanul de abataj	II, III, IV, V 1962	1,39	112	19,8	113	19 768	4,11

Din datele tabelei 3 se vede că la mina Lupeni maşina KMP-3 a realizat în perioada 1961—1962 o productivitate de 4,11 t/post, cifră superioară rezultatelor obţinute în aceleaşi condiţii cu maşinile de havat MV-60 şi WLE-50-DW şi combina Donbas-1 cu tobă cu melc. În anii următori, această productivitate a fost îmbunătăţită, ajungîndu-se la valori medii lunare între 4,5 şi 7 t/post.

Nivelul acceptabil al indicilor tehnico-economici obţinuţi se explică prin comportarea bună a maşinii în exploatare, siguranţa în funcţionare, puterea relativ ridicată a motorului (52 kW) şi avans pulsatoriu (superior celui cu clichet de la maşina MV-60), ceea ce a permis să se execute făgaşul chiar şi în porţiunile de strat cu intercalaţii sterile destul de tari.

Concluziile asupra folosirii maşinilor de havat sînt următoarele :

a) extinderea redusă pe care au căpătat-o maşinile de havat prezentate se explică, în primul rînd, prin condiţiile geologico-miniere grele din majoritatea stratelor în care s-au aplicat (hipsometria neregulată a stratelor, intercalaţii sterile tari etc.) şi în al doilea rînd prin aceea că mare parte din maşinile de havat încercate (WLE-50-DW şi altele) nu au corespuns condiţiilor de lucru grele existente ;

b) dintre maşinile de havat încercate, cele mai bune rezultate în exploatare le-au dat maşinile

MV-60 şi în special KMP-3, care au prezentat siguranţă în lucru în condiţii grele datorită calităţii fabricaţiei şi puterii lor relativ mari;

c) pe baza analizei experienţei acumulate, se poate afirma că în stratele subţiri şi de grosime mijlocie cu structură favorabilă din Valea Jiului (stratele 8, 9, 14, 15, 17, 18 etc.), poate fi folosită tăierea cu maşini de havat, cu condiţia ca ele să prezinte siguranţă în funcţionare şi să fie destul de puternice la gabarite relativ reduse.

III. Mecanizarea tăierii cu combine

Deşi în prezent în Valea Jiului pentru mecanizarea simultană a principalelor operaţii ale procesului de extragere a cărbunelui din abataj se folosesc două combine (1K-52 M şi KWB-2), celelalte două tipuri de combine folosite anterior (Donbas-1 şi Donbas-1 cu melc) fiind scoase din exploatare, considerăm necesar a analiza critic folosirea tuturor acestor combine în ordinea experimentării lor.

1. *Combina Donbas-1*, de fabricaţie sovietică, s-a experimentat la Lupeni în stratul 8, blocul IV, sectorul IV—B şi la Vulcan în stratul 18, blocul IV. Stratul 8 avea grosimea de 0,85—1,2 m, înclinarea de 12—15°, format dintr-un cărbune de tărie medie ($f = 0{,}8—1{,}1$ după Protodiakonov), prezentînd incluziuni locale de sferosiderită, coperişul din roci tari, iar culcuşul din argile compacte. Stratul 18 avea grosimea medie de 1 m şi înclinare medie de 30°, culcuşul dintr-un banc de argilă şi coperişul dintr-un banc de gresie, cu grosimea de 2 m. Cărbunele stratului 18 este de tărie medie care creşte spre culcuş, unde la o distanţă de circa 30 cm se întîlnesc incluziuni de sferosiderită. Acest strat mai conţine, la o distanţă de 1/3 din grosimea stratului, măsurată de la culcuş, o intercalaţie subţire (6—10 cm) de şist cărbunos-argilos. Lungimea abatajelor a fost de 63 m la Lupeni şi 64 m la Vulcan.

Combina Donbas-1 face parte din categoria combinelor cu braţ şi lanţ ce taie făgaşe. Organul de lucru al acestei combine este format dintr-un braţ tăietor inelar, o bară cu discuri de sfărîmare şi un transportor încărcător cu raclete în consolă. Schema de lucru a constat din deplasarea combinei direct pe vatră în primul culoar, executarea susţinerii în lemn imediat după combină, evacuarea cărbunelui făcîndu-se cu transportorul cu raclete tip SKR-11, care se afla în culoarul al doilea şi se muta prin demontare.

Lăţimea fîşiei extrase a fost de 1,35 m la Lupeni şi 1,2 m la Vulcan, iar înălţimea braţului tăietor de 0,71 m la Lupeni şi 0,6 m şi apoi 0,8 m la Vulcan.

Susţinerea abatajelor s-a făcut în lemn, iar dirijarea coperişului prin surpare totală.

În timpul experimentărilor funcţionarea normală şi continuă a combinei nu a putut fi asigurată datorită condiţiilor naturale de zăcămînt, care nu au corespuns întrutotul celor pentru care ea a fost construită. Astfel, grosimea stratelor a fost aproape de două ori mai mare decît înălţimea organului de lucru, iar bancul de cărbune rămas în coperiş nu era suficient de friabil şi nu cădea singur imediat după trecerea braţului tăietor deasupra organului de sfărîmare. Sfărîmarea şi lopătarea în spatele combinei a cărbunelui rămas în coperiş a necesitat multă muncă manuală şi a îngreuiat operaţia de susţinere, care nu putea urma imediat după combină, ceea ce ducea la opriri în funcţionare.

Datorită incluziunilor sferosideritice tari s-a observat frecvent supraîncărcarea motorului principal şi încălzirea pînă la roşu a lanţului tăietor şi a discurilor. Prezenţa emanaţiilor de metan în mină impunea necesitatea opririi periodice a combinei pentru răcirea lanţului tăietor. Acest neajuns a putut fi parţial îndepărtat prin slăbirea prealabilă a cărbunelui pe toată lungimea frontului cu încărcături mici de explozivi (100—200 g pe gaură), care au fost amplasate într-un rînd de găuri adînci de circa 1,5 m şi distanţate la 1—2 m. Zonele cu puternice incluziuni tari se împuşcau normal.

În afara acestor greutăţi, datorită factorilor naturali care au împiedicat desfăşurarea normală a procesului de producţie, în timpul încercărilor s-au manifestat şi o serie de greutăţi cu caracter tehnico-organizatoric.

Astfel, nu întotdeauna s-au luat măsurile necesare pentru aprovizionarea la timp a abatajului cu material lemnos şi cu vagonete. Din cauza deficienţelor la susţinere în lemn a abatajului, intensitatea lucrului a fost mai mică decît posibilităţile combinei, care a trebuit să fie des oprită pentru evitarea surpării coperişului. Adesea între combină şi transportorul cu raclete se forma o distanţă mai mare de 100—150 mm, fapt care ducea la mărirea cantităţii de cărbune care trebuia încărcat manual.

În prima fază a încercărilor s-au folosit cuţite originale armate cu pobedit şi apoi cuţite de tip local. Calitatea necorespunzătoare a cuţitelor de tip local a dus la un consum mare de astfel de cuţite, la frecvente opriri pentru schimbarea lor şi suprasolicitarea combinei.

S-au constatat, de asemenea, la combină defecte cu caracter electromecanic, care s-au datorat îndeosebi neajunsurilor de proiectare şi execuţie (combina Donbas-1 a fost prima combină care a căpătat largă utilizare în practica minieră).

Puterea motorului combinei a fost insuficientă pentru porţiunile din strat cu multe incluziuni tari.

Declanşarea presiunii rocilor din coperiş asupra spaţiului nesusţinut al abatajului, datorită frecventelor opriri pe perioade de timp relativ mari (peste 4—5 ore), atît din motive organizatorice, cît şi din cauza defecţiunilor electrome-

canice, ducea la strîngerea şi înţepenirea braţului inelar.

Uneori înţepenirea barei s-a produs din cauză că înălţimea dată cuţitelor la montarea pe lanţ era insuficientă şi în acest caz înălţimea făgaşului rezultat era prea mică. Acest neajuns ar fi putut fi uşor înlăturat prin folosirea şablonului la montarea cuţitelor.

Aceste înţepeniri aveau ca rezultat suprasolicitarea motorului la pornire şi chiar ruperea cablului.

În ceea ce priveşte forma şi principiul de lucru al organului de execuţie, se poate spune că acestea corespund în măsură satisfăcătoare stratelor subţiri din Valea Jiului cu cărbuni friabili şi lipsiţi de intercalaţii tari.

Rezultatele obţinute cu combina Donbas-1 sînt, în general, de nivel scăzut (productivitatea medie în abataj în ultima perioadă de experimentare la Lupeni a fost de 3 t/post, iar la Vulcan de 3,2 t/post), totuşi superioare cu 5—30% celor realizate în aceeaşi perioadă cu celelalte mijloace.

2. *Combina Donbas-1 modificată cu tobă melc* a început a fi experimentată în noiembrie 1961 la Lupeni, în stratul 18, blocul VI, sectorul IV B şi apoi s-a continuat la Vulcan în acelaşi strat 18.

Grosimea şi înclinarea stratului 18 au fost în medie la Lupeni de 1,43 m, respectiv 15°, iar la Vulcan, de 1,1—1,25 m, respectiv 15°.

Lungimea medie a abatajelor a fost de 117 m la Lupeni şi 130 m la Vulcan.

Susţinerea abatajelor la Lupeni s-a făcut cu stîlpi hidraulici GS-3-2M şi grinzi în consolă VDU-1S, iar la Vulcan — cu stîlpi metalici tip URUMP şi grinzi în consolă VDU-1S.

După cum se vede, atît la Lupeni, cît şi la Vulcan, combina Donbas-1 cu melc a lucrat aproape în aceleaşi condiţii şi de aceea atît lucrul ei, cît şi rezultatele obţinute sînt asemănătoare.

În timpul lucrului, combina se deplasa pe transportorul cu raclete blindat Slask-59 şi tăia numai la cursa în sus.

Transportorul se împingea în front fără demontare, cu ajutorul împingătoarelor pneumatice.

Organul de execuţie al combinei, în formă de tobă melc, a fost supus în timpul experimentărilor la modificări constructive de către C.C.V.J. pînă ce s-a ajuns la o formă acceptabilă. La schimbări permanente au fost supuse şi cuţitele tăietoare, amplasate pe spirala melcului şi pe discul de la capătul organului tăietor. La început cuţitele s-au confecţionat din oţel special RK-100, apoi din oţel aliat C-120 şi W-23; acestea din urmă au dat cele mai bune rezultate. Primele cuţite încercate au fost cu aliaj dur Widia.

Rezultatele nesatisfăcătoare obţinute s-au datorat, atît faptului că combina nu a corespuns condiţiilor naturale de zăcămînt, cît mai ales deficienţelor constructive ale combinei Donbas-1 şi ale organului tăietor şi transmisiei acestuia.

Astfel, funcţionarea combinei era adesea întreruptă datorită opririi transportorului care se înfunda sub acţiunea greutăţii şi vibraţiilor combinei în culcuşul moale la a cărui slăbire contribuia şi apa rezultată de la instalaţia de stropire. Oprirea transportorului era cauzată şi de faptul că transportorul nu era împins imediat după combină prin şerpuire, ci numai după ce se tăia fîşia şi se cobora combina.

Întrucît grosimea stratului era mai mare decît diametrul tobei, în coperiş rămînea un banc gros de cărbune, care deseori era tăiat cu ciocane de abataj în spatele combinei şi încărcat manual.

Datorită vetrei ondulate şi lipsei unor posibilităţi de reglare pe înălţime a organului tăietor, adesea se tăia din culcuş, sau la vatră rămînea un banc de cărbune netăiat, în grosime de 10—15 cm şi uneori chiar mai mult, banc care ulterior se tăia cu ciocane de abataj.

Întrucît lăţimea fîşiei era de 0,5 m, iar la susţinerea coperişului se foloseau grinzi metalice în consolă cu lungime de 1 m, acestea au putut fi montate numai după tăierea a două fîşii, ceea ce a provocat o serie de greutăţi în lucru. O greutate şi mai mare a produs faptul că în multe cazuri (în special la Vulcan) combina tăia o fîşie cu adîncime mai mică de 0,5 m, ceea ce necesita lărgirea culoarului cu ajutorul ciocanelor de abataj. Ca urmare, dirijarea coperişului s-a făcut cu dificultăţi, adesea fiind necesară rearmarea, iar uneori s-au produs surpări pe linia frontului de abataj.

Datorită şocurilor cauzate de tendinţa de îndepărtare a organului de lucru din front, sania de ghidare a combinei pe transportor se deforma şi ca urmare adesea organul de lucru se freca de rama transportorului.

Parametrii organului de lucru nu au fost suficient de bine aleşi din lipsă de date referitoare la rezistenţa la tăiere a cărbunilor din Valea Jiului.

Calitatea execuţiei reductorului organului tăietor a fost necorespunzătoare, ceea ce a dus la ruperea unor organe şi scoaterea combinei din funcţiune.

O serie de neajunsuri în funcţionare s-au datorat şi deficienţelor specifice ale combinei Donbas-1 de construcţie veche (avans cu clichet, putere redusă etc.).

Lungimea insuficientă a cablului combinei (16 m) a determinat dese opriri pentru ancorarea lui.

În timpul funcţionării combinei o parte însemnată din timp a trebuit să fie destinată diferitelor operaţii ajutătoare şi îndepărtării diferitelor neajunsuri, încît pentru tăierea propriu-zisă a rămas puţin timp.

Din cauza neajunsurilor menţionate productivitatea muncii (în medie 3,4 t/post) a fost mai mică chiar decît cea realizată în acelaşi abataj cu maşinile de havat MV-60 şi KMP-3.

Experimentarea combinei Donbas-1 cu tobă melc reprezintă o încercare care a deschis drumul pentru experimentarea combinelor cu tobă în Valea Jiului.

3. *Combina 1K-52M*, de fabricaţie sovietică, lucrează cu intermitenţe, începînd din noiembrie 1963 la mina Lupeni în stratul 15, blocul VI, panoul 11, între orizonturile 480 şi 535, iar din ianuarie 1965 la mina Uricani în stratul 9 blocul V N.

Stratul 15, cu înclinare mică, are o grosime de 1,8 m, fiind format din două bancuri de cărbune de tărie medie ($f = 0{,}8-1{,}0$), separate între ele de o intercalaţie de argilă friabilă, în grosime de 0,2—0,3 m. Rocile înconjurătoare sînt de stabilitate medie.

Organul de lucru al combinei 1K-52 M constă din două tobe cu cuţitele montate pe periferia lor. Toba superioară poate fi reglată pe înălţime, pentru a se putea înscrie în variaţiile de grosime ale stratului. Încărcarea cărbunelui se execută cu o cormană în spatele tobelor. Combina lucrează de pe transportor.

Lungimea frontului a fost 120 m la Lupeni şi de 85 m la Uricani, iar lăţimea fîşiei tăiate de 0,6 m (lungimea tobelor este de 625 mm). Munca în abataj este organizată după graficul ciclic, fiind prevăzută o înaintare pe ciclu de 1 m (se taie două fîşii zilnic). Susţinerea abatajului se face cu stîlpi construiţi la URUMP şi cu grinzi în consolă VDU-1S.

Deşi experimentarea industrială a combinei este de scurtă durată pentru a se putea trage concluzii definitive, totuşi se pot face unele aprecieri asupra funcţionării ei.

Combina are o putere mare (105 kW), avînd în acelaşi timp şi un raport satisfăcător între puterea de durată şi cea orară (75/105), ceea ce îi permite să lucreze în cărbuni tari cu viteză mare de avans.

Combina taie pe toată grosimea stratului, toba superioară putîndu-se regla continuu în timpul lucrului pe înălţime între 1,1 şi 1,8 m. Transmisia hidraulică a organului de avans permite variaţia continuă a vitezei de lucru într-un diapazon larg, de la 0 la 3 m/min, ceea ce permite utilizarea din plin a capacităţii combinei. Organul de avans este cu stea, iar combina se deplasează pe lanţ întins pe toată lungimea frontului, fapt care elimină pauzele necesare mutării stîlpului de ancorare.

Combina permite lucrul în suveică, cu împingerea transportorului prin şerpuire imediat în spatele ei, eliminîndu-se timpul de manevră al cursei goale.

Aceste caracteristici, siguranţa în funcţionare, precum şi dislocarea eficace a cărbunelui de către organul de lucru, au avut ca urmare o bună comportare a combinei şi realizarea unei productivităţi a muncii în abataj de 4,8—6,8 t/post.

4. *Combina KWB-2*, de fabricaţie poloneză, se experimentează la Vulcan începînd din luna mai 1964, în stratul 18, blocul II sud. Stratul are o grosime medie de 1,2 m şi o înclinare de 12—15°, iar lungimea medie a frontului 97 m. Susţinerea abatajului se face cu stîlpi hidraulici GS-3-2M şi cu grinzi în consolă VDU-15. Organul executor al combinei constă dintr-o freză cilindrică cu diametrul de 800 mm şi cu o lăţime de 0,6 m. În perioada din mai 1964 şi pînă în februarie 1965 s-a obţinut o avansare medie lunară a liniei frontului de circa 21 m/lună şi o productivitate medie de circa 4 t/post. Indicii tehnico-economici realizaţi pînă în prezent nu au încă un nivel satisfăcător.

Influenţă negativă asupra acestor indici exercită nepotrivirea care există între lungimea tobei combinei şi lungimea grinzilor de susţinere a frontului. Lungimea tobei fiind de 0,6 m, iar lungimea grinzii de 1 m, la fiecare două cicluri în loc de o avansare de 1,2 m, (datorită lungimii grinzii) se realizează o avansare de numai 1 m, deci o micşorare de 0,2 m (16,6%), ceea ce are ca efect reducerea producţiei cu aproximativ 40 tone (20%) la fiecare 100 m linie de front.

Şi la combina 1K-52M există aceeaşi nepotrivire între lungimea grinzii şi adîncimea de tăiere (625 mm), ceea ce afectează negativ indicii tehnico-economici obţinuţi. Pentru înlăturarea acestui neajuns se impune înlocuirea grinzilor VDU-1S cu lungimi de 1 m cu grinzi metalice Klöne sau Schwartz de 1,2 m lungime.

Ca dezavantaje importante ale combinei KWB-2 menţionăm sfărîmarea exagerată a cărbunelui (mai mare ca la combina 1K-52M), care se face cu consum mare de energie, neadaptarea la variaţiile de grosime ale stratului şi tăierea într-un singur sens (ceea ce nu permite împingerea transportorului imediat după combină).

IV. Mecanizarea tăierii cu instalaţii de pluguri de cărbune

Instalaţia de plug de cărbune Löbbe, fabricată de firma Westfalia Lünen, a lucrat la mina Lupeni în stratul 18, blocul VI, între orizonturile 565—535.

În zona respectivă stratul 18 a avut o grosime de 1,35—1,55 m, o înclinare care a variat între 12 şi 18° şi nu a conţinut incluziuni de sferosiderită, în schimb a fost afectat de falii diagonale cu pasul de 0,4—0,9 m. Lungimea frontului a variat între 88 şi 140 m. Susţinerea s-a făcut cu stîlpi hidraulici GS-3-2M, grinzi în consolă VDU-1S şi stive metalice tip Valea Jiului.

Instalaţia face parte din categoria plugurilor cu execuţie normală sistem Löbbe şi este destinată pentru strate cu înclinare mică cu grosime

de 0,55—2 m, cu cărbune de tărie mică și medie. Agregatul constă din corpul plugului prevăzut cu cuțite, transportorul cu raclete și din partea de acționare a plugului aflată în legătură cu acționarea transportorului și a mecanismului de împingere. Plugul cu cuțite este elementul principal al agregatului și constă dintr-un corp masiv și din elemente portcuțite demontabile. Schimbarea înălțimii plugului se face prin instalarea unui număr diferit de elemente portcuțite.

La ambele capete ale frontului s-au executat, cu ciocanele de abataj, două nișe cu lungimea de 3,5 m, care au devansat frontul cu 1 m. Înălțimea făgașului executat a fost la început cea maximă (750 mm) și apoi s-a redus la 500 mm. Lățimea fișiei a variat între 50 și 150 mm, fiind în mod frecvent de 70—80 mm.

Organizarea lucrului în abataj a fost prevăzută prin schimburi productive, iar schimbul al treilea pentru revizii, reparații etc.

Pe baza observațiilor efectuate și a datelor culese asupra experimentării industriale a plugului Löbbe, se pot trage o serie de concluzii.

Astfel, spre deosebire de tăierea cărbunelui în aceleași condiții dar cu alte mijloace (mașini de havat, combine), s-a stabilit că în cazul tăierii cu plugul, presiunea minieră se transmite în condiții mai bune asupra stratului de cărbune, contribuind la formarea fisurilor verticale sau înclinate pe clivaj, care distrug compactitatea stratului și umflă cărbunele, ceea ce ușurează depilarea.

În afară de o serie de alți factori care influențează asupra umflării cărbunelui în abataj, factorul timp, conform observațiilor efectuate, este esențial. Astfel, peste 4—5 ore după ce abatajul a rămas în nemișcare, se observa umflarea cărbunelui în front pe o adîncime de circa 25 cm și ca urmare tăierea cu plugul a primelor două-trei fișii se făcea mai ușor.

Cu ocazia exploatării stratului 18, care are un clivaj pronunțat, s-a constatat că dispunerea liniei frontului față de direcția clivajului joacă un rol important. La mișcarea plugului în sus, unghiul dintre vectorul vitezei și direcția clivajului era de 33°, iar la mișcarea în jos, același unghi era egal cu 123°. O asemenea dispunere a liniei frontului față de clivaj nu a fost cea mai bună deoarece, cînd plugul a lucrat sub unghiul de 123°, s-a constatat o împingere a sa înspre spațiul exploatat, iar cînd a lucrat de jos în sus, s-a strîns în front mai mult decît era necesar, ceea ce a dus la supraîncărcarea motoarelor.

Bancul de cărbune care rămînea la coperiș în urma tăierii în grosime de 0,5—0,7 m, de obicei după o avansare a frontului cu 40—70 cm, se surpa pe transportor.

Datorită hipsometriei neuniforme a culcușului stratului, precum și datorită naturii culcușului, cuțitul inferior al plugului pe anumite porțiuni în repetate rînduri a intrat și a tăiat în argila șistoasă din culcuș (ceea ce a influențat negativ calitatea cărbunelui). Acest neajuns în timpul experimentării a fost în mare măsură remediat prin modificarea poziției cuțitelor inferioare și devansatoare.

Faptul că înclinarea stratului a fost de 15—18° (ceea ce reprezintă limita superioară pentru funcționarea normală a instalației), precum și faptul că ancorarea instalației în galeria de cap nu a fost posibilă (uneori instalația aluneca), au avut ca efect multe inconveniente.

În timpul experimentărilor s-a observat că extracția cu plugul influențează favorabil asupra dirijării coperișului, care se lasă mai lin, comparativ cu extragerea cu mașini de havat, cu ciocane de abataj sau cu explozivi.

Cu toate acestea, cînd un timp oarecare instalația nu a lucrat, în coperiș s-au format fisuri și uneori s-a produs chiar surparea lui. (În prima perioadă a încercărilor la aceasta a contribuit desigur în mare măsură și susținerea abatajului, care la început nu a corespuns condițiilor existente).

În ceea ce privește procesul propriu-zis de extragere a cărbunelui din masiv, se poate spune că el a decurs, în general , bine. Dificultăți mari în timpul experimentărilor în perioada decembrie 1962 — iunie 1963 au fost cauzate de faliile diagonale, cu pasul de 0,4—0,9 m, a căror existență inițial nu era cunoscută.

Cu toate condițiile grele existente, instalația plugului Löbbe a avut o comportare bună.

O comportare foarte bună a avut-o echipamentul electric. La întrerupătoare, după un număr de circa 69 400 cuplări, contactele fixe și mobile au prezentat doar ușoare arsuri.

Foarte bine s-au comportat și cuțitele tăietoare, a căror uzură a fost extrem de mică, practic neglijabilă, înregistrîndu-se un consum de 0,84 cuțite/1 000 t.

Dintre neajunsurile mai importante cu caracter mecanic care au avut loc au fost următoarele: uzura exagerată și uneori ruperea lanțului de tracțiune, la început datorită înălțimii mari a plugului (750 mm), iar ulterior datorită montării incorecte sau întinderii insuficiente; uzura intensă a capetelor jghiaburilor datorită hipsometriei neregulate a culcușului; bucșele de oțel de racord în locurile de admisie ale aerului comprimat la îmbinările flexibile au trebuit să fie înlocuite cu bucșe de bronz.

Desigur condițiile grele în care s-a desfășurat experimentarea, unele defecțiuni ale plugului, deficiențele cu caracter tehnico-organizatoric și, de asemenea, lipsa de experiență în lucru cu asemenea instalații au influențat în mare măsură asupra rezultatelor obținute.

În tabela 4 sînt dați indicii tehnico-economici obținuți în stratul 18 în ultimele 6 luni de experimentare. Comparînd aceste rezultate cu cele obținute în cazul folosirii altor mijloace de mecanizare a tăierii în abatajul frontal vest din același strat și bloc în perioada 1961—1962

Tabela 4

Indicii tehnico-economici obţinuţi cu plugul Löbbe la mina Lupeni în stratul 18

Anul luna	Lungimea medie a frontului, m	Înălţimea medie a stratului, m	Înaintarea lunară a frontului, m	Producţia realizată, t	Productivitatea realizată, t/post
1963	95,5	1,55	34,5	8 366	6,00
IV	95	1,55	46,9	9 470	5,51
V	88	1,55	43,0	8 211	5,44
VI	93,4	1,55	41,5	8 452	5,47
VII	95	1,55	39,5	8 730	5,69
VIII	104,0	1,55	35,5	7 863	5,63
Media	95,0	1,55	40,2	8 515	5,66

(tabela 3), se constată că ele sînt mult superioare, totuşi nu în măsura posibilităţilor.

În timpul experimentării s-au stabilit o serie de parametri optimi pentru condiţiile existente, cum sînt: înălţimea făgaşului, numărul şi dispunerea cuţitelor, distanţa dintre împingătoarele pneumatice şi poziţia lor, monografia de armare etc.

În concluzie, se poate spune că experimentarea industrială a instalaţiei cu plug Löbbe a arătat că aceasta poate fi folosită cu succes la tăierea cărbunilor din stratele cu înclinare mică din Valea Jiului în condiţii de zăcămînt favorabile.

Instalaţia cu plug taran tip Peissenberg a fost experimentată mai întîi la mina Petrila în stratul 6, blocul II, cu o grosime de 0,85—15 m, înclinare de 60—65° şi hipsometria regulată. Cărbunele a fost de tărie medie şi fără intercalaţii tari, culcuşul era format din gresie destul de slabă, iar coperişul din argilă. Lungimea abatajului a fost de aproximativ 52 m. Linia frontului a fost dispusă diagonal — partea superioară a abatajului fiind în avans faţă de cea inferioară la început cu 10 m, apoi cu 25 m.

Susţinerea abatajului s-a făcut în lemn cu tălpi pe vatră şi grinzi sub coperiş din jumătăţi aşezate paralel cu frontul de lucru şi 1 m distanţă între ele.

Instalaţia plug taran Peissenberg constă din corpul taranului prevăzut cu cuţite, din lanţul fără fine şi din două staţii de acţionare, dispuse la capetele abatajului. Taranul lucrează pe seama energiei cinetice, dezvoltate de masa sa mare la mişcarea ei rapidă, şi depilează cărbunele din masiv în bucăţi mari.

Experimentarea instalaţiei a fost de scurtă durată (circa trei săptămîni); asupra lucrului plugului şi a rezultatelor obţinute au influenţat, în mare măsură, condiţiile de zăcămînt.

Cînd, din diferite motive, lucrul în abataj s-a întrerupt un timp oarecare (mai mult de 2—3 zile) avea loc un fel de exfoliere a rocilor în culcuş şi la reluarea lucrului organul tăietor intra în culcuş.

Ca urmare a naturii slabe a culcuşului şi înclinării mari a frontului faţă de linia de cea mai mare pantă (30°), adesea plugul s-a răsucit în jurul axei sale longitudinale. Au fost cazuri cînd pe lungimea întregului abataj organul de lucru s-a răsucit de 2—3 ori. Aceste răsuciri au îngreuiat buna desfăşurare a lucrului şi în scopul evitării lor s-au încercat diverse soluţii. Astfel, s-a încercat a se adapta la plug un fel de sanie care să mărească suprafaţa de contact cu culcuşul, împiedicînd astfel răsucirea, dar aceasta a îngreuiat extragerea cărbunelui.

S-au efectuat încercări pentru a împiedica răsucirile pe calea supraîntinderii lanţului trăgător, dar nici acestea nu au dat rezultate pozitive; cînd lanţul s-a întins prea mult, plugul nu a mai putut tăia, întrucît prin aceasta s-a anulat însuşi principiul de lucru prin lovituri al instalaţiei.

Deoarece cu toate încercările făcute, nu s-a putut asigura instalaţiei o funcţionare normală, experimentarea plugului s-a sistat.

În timpul experimentării s-a încercat a se folosi ambele viteze de lucru ale instalaţiei, dar cel mai mult s-a folosit viteza a doua de tăiere (1,8 m/s), care a dat rezultate mai bune decît prima (0,95 m/s).

Linia abatajului a fost dispusă perpendicular pe planele de clivaj. Această dispunere a permis să se execute mai bine tăierea în ambele sensuri, obţinîndu-se bucăţi de cărbune nu prea mari, dar în acelaşi timp, ca urmare a condiţiilor mai grele de lucru (rezistenţa la tăiere fiind mai mare), au apărut tensiuni mari în lanţ şi supraîncărcări ale motorului troliului (ca exemplificare a acestui fapt poate servi ruperea bolţurilor care au rezistenţă la rupere de 20 t).

Cînd organul tăietor nu s-a răsucit şi nu a intrat în culcuş, tăierea s-a desfăşurat normal, cărbunele depilîndu-se relativ uşor şi în bucăţi nu prea mari, iar organul tăietor lăsa în urma sa o suprafaţă neregulată, de dinţi de ferăstrău. Forma de dinţi de ferăstrău a frontului este un indiciu că instalaţia de plug lucrează bine, adică în regim de oscilaţii proprii transversale.

Întrucît, aşa după cum rezultă din analiza de mai sus, nu s-a putut asigura o funcţionare normală a instalaţiei datorită, îndeosebi, rocilor slabe din culcuş, experimentarea la mina Petrila a fost sistată, iar instalaţia a fost transferată la mina Lupeni.

La această exploatare experimentările au fost reluate la sfîrşitul lui ianuarie (pentru o scurtă perioadă) în stratul 15, blocul VII, într-un front cu o lungime de circa 50 m.

Grosimea stratului în acest bloc este de 1,8—2 m, iar înclinarea de 45—55°. Cu ocazia reluării experimentării instalaţiei la Lupeni s-a constatat că organul tăietor execută normal făgaşul, neînregistrîndu-se nici o răsturnare.

Intercalația de argilă friabilă, existentă la partea inferioară a abatajului, se tăia fără nici o dificultate. Unele greutăți au fost întîmpinate datorită susținerii și în special datorită poziției galeriei de cap (plasată necorespunzător, prea mult în coperișul stratului), ceea ce făcea ca pe ultimii 10—15 m, organul executor să taie diagonal.

Rezultatele experimentărilor efectuate la minele Petrila și Lupeni permit să se tragă concluzia că instalația cu plug tip Peissenberg poate fi folosită cu succes în stratele subțiri și chiar de grosime mijlocie cu înclinare mare și medie (peste 30°), cu cărbuni de orice tărie și cu incluziuni sterile, cu condiția ca rocile înconjurătoare să fie stabile și mai tari decît cărbunele (îndeosebi cele din culcuș).

După primele experimentări la Lupeni, acestea au fost sistate pentru efectuarea lucrărilor de pregătire corespunzătoare, în vederea reluării încercărilor.

Concluzii

Din analiza critică a mijloacelor de mecanizare a tăierii cărbunilor din Valea Jiului, se constată că au fost încercate diferite tipuri de mașini, dar rezultatele obținute în general nu au fost satisfăcătoare, motiv pentru care extragerea mecanizată a cărbunelui nu a primit o largă răspîndire, cu toate eforturile depuse de C.C.V.J. în această direcție.

Rezultatele mulțumitoare obținute cu unele utilaje, cum sînt plugul Löbbe și combina 1K-52 M, se datoresc, atît calităților acestora, cît și preocupării susținute a colectivelor de specialiști din cadrul C.C.V.J. și E.M. Lupeni pentru crearea de condiții favorabile obținerii unor indici superiori.

Cazurile în care rezultatele au fost nesatisfăcătoare (productivitatea scăzută, preț de cost ridicat) se datoresc, atît condițiilor geologico — miniere grele și lipsei de dotare complexă (stîlpi, grinzi, transportoare), cît și faptului că mașinile încercate nu au corespuns întrutotul acestor condiții.

Din cauza condițiilor geologico-miniere foarte variate, C.C.V.J. va trebui să aibă și în viitor o diversitate de mașini de tăiere, însă numărul mașinilor de același tip va fi redus.

Sarcina și orientarea principală pentru viitor o constituie îmbunătățirea activității în abatajele din stratele groase (3 și 5) unde vor trebui să se efectueze modificări substanțiale de modernizare a metodelor de lucru existente. Paralel cu aceasta însă se va acorda atenție sporită și stratelor subțiri, în sensul extragerii mecanizate a cărbunelui (cînd zonele sînt bine conturate) pe baza experienței acumulate pînă în prezent și cu utilajele experimentate.

Totodată este necesar ca pe viitor să se dea o atenție mai mare studierii proprietăților fizico-mecanice ale cărbunilor, în vederea tăierii lor mecanizate, alegerii cît mai corespunzătoare a mașinilor pentru condițiile de zăcămînt, precum și studierii regimului lor de lucru și folosirii unei susțineri corespunzătoare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Almășan, B. *Industria minieră, ramură de bază a economiei naționale.* Lupta de clasă, nr. 5, 1964.

[2] Almășan, B. *Industria minieră în cei 20 de ani de la eliberarea patriei noastre.* Revista Minelor, nr. 8, 1964.

[3] Matyas, E. *Industria carboniferă și cerințele economiei naționale.* Lupta de clasă, nr. 10, 1963.

[4] Caloianu, Gh. *Concluzii și propuneri în urma vizitei inginerilor minieri români în Marea Britanie.* Buletin de informare tehnică, nr. 11—12, 1964, Petroșeni.

[5] Fodor, I. *Studiul proprietăților fizico-mecanice ale rocilor din Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 12, 1962.

[6] Poboran, V. *Tehnică nouă în domeniul metodelor de exploatare a zăcămintelor de cărbuni.* Revista Minelor nr. 1, 1957.

[7] Roman. P. și Popescu, I. *Îmbunătățirea metodelor de exploatare a stratelor de cărbuni din Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 11, 1959.

[8] Tepeluș, P. *Experimentarea combinei sovietice* Donbas-1 *la I. C. Lupeni.* Revista Minelor, nr. 1, 1956.

[9] Vlădoianu, R. *Posibilități de extindere a folosirii combinelor Donbas în minele de cărbuni din R.P.R.* Revista Minelor, nr. 4, 1955.

[10] Vlădoianu, R. *Tehnica nouă în domeniul mecanizării tăierii și încărcării în abataj.* Revista Minelor, nr. 10, 1956.

[11] Marian, I. și Iliaș, N. *Determinarea proprietăților fizico-mecanice ale cărbunilor din Valea Jiului în vederea mecanizării tăierii lor.* Revista Minelor, nr. 12, 1964.

[12] Marian, I., Iliaș, N. și Marian, C. *Despre stabilirea regimurilor optime de lucru pentru mașinile de tăiat cărbune (haveze, combine, pluguri) în Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 3, 1965.

Erupție de metan și steril la săparea unui tunel hidrotehnic

Ing. *R. GAUBE*

La puțul Corbeni, din șantierul galeria de fugă al hidrocentralei Gh. Gheorghiu-Dej — în construcție pe rîul Argeș — a avut loc în anul 1963 o erupție violentă de metan și steril. Erupția, care a antrenat circa 400 m³ rocă și a provocat degajarea a circa 250 000 m³ metan (recalculat la CH_4 100%) în primele 10 zile, poate fi asimilată cu o erupție de categoria I după clasificarea MakNII — pentru minele de cărbuni.

În articolul de față se descriu condițiile în care s-a produs această erupție, cauzele, urmările și măsurile de securitate luate.

I. Considerații geologice

Pe o lungime de 11 km, între puțul Cetățuia în amonte și canalul de debușare Oești (fig. 1), se execută galeria de fugă a acestei hidrocentrale. Pentru scurtarea termenului de execuție, galeria a fost atacată simultan din mai multe puncte. Ea traversează, pe primii 232 m aval de puțul Cetățuia, șisturi cristaline care constituie fundamentul regiunii. În rest urmează forma-

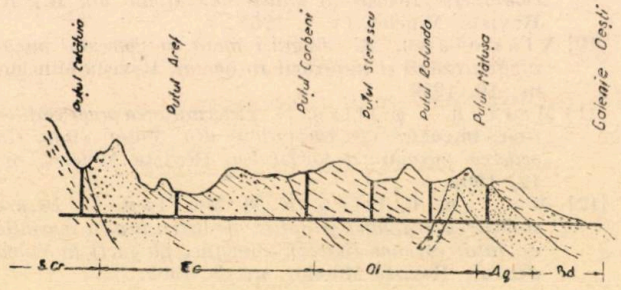


Fig. 1. Profil geologic prin galeria de fugă :
S. Cr. — șisturi cristaline ; Ec. — eocen ; Ol. — oligocen ; Aq. — aquitanian ; Bd. — burdigalian.

țiuni aparținînd eocenului, oligocenului, aquitanianului și burdigalianului, fiecare fiind reprezentate astfel :

a. *Eocenul* cu trei orizonturi :

— orizontul inferior, alcătuit din brecii și conglomerate cu elemente mari de șisturi cristaline, cu intercalații înguste (4—5 m) de gresii cu bobul fin și grad de cimentare mediu, are grosimea pe normală de circa 110 m, iar pe orizontală — la nivelul galeriei — de circa 360 m ;

— orizontul mijlociu, alcătuit din gresii în strate de la cîțiva centimetri pînă la 1 m, cu intercalații de marne de la cîțiva centimetri pînă la 1—2 m, are o grosime pe normală de circa 250 m, iar pe orizontală de circa 750 m ;

— orizontul superior, alcătuit din marne relativ compacte, cu intercalații de gresii pînă la 0,5 m și rare lentile conglomeratice, are o grosime pe normală de circa 250 m, iar pe orizontală de aproximativ 925 m.

b. *Oligocenul*, ale cărui depozite sînt mai uniforme, în ele predominînd argile, uneori șistoase, cu alternanțe rare de gresii fine, slab cimentate (local cu caracter de nisip), micacee și slab cărbunoase, este puternic tectonizat, avînd o grosime pe normală de aproximativ 700 m, iar pe orizontală de circa 3 875 m.

c. *Aquitanianul*, alcătuit din gresii cenușii în strate pînă la 2 m cu intercalații gipsifere pînă la 1 m și un orizont conglomeratic (la partea superioară) urmat de argile grezoase-șistoase, are grosimea pe normală de circa 400 m, iar pe orizontală de aproximativ 1 470 m.

d. *Burdigalianul* este alcătuit din conglomerate cu elemente de cristalin, bine rulate, prinse într-o masă de nisip slab cimentat. Spre partea superioară urmează nisipuri presate cu lentile de pietriș care pot aparține bazei helveținului. Grosimea pe normală a acestor depozite este de circa 250 m, iar pe orizontală de aproximativ 950 m.

Aceste depozite sedimentare cad în trepte spre sud, începînd de la puțul Cetățuia, formînd un vast monoclin cu înclinare mică spre sud (12—13°), direcția stratelor aproximativ E—V, normală pe traseul galeriei de fugă.

Întregul complex sedimentar este afectat de falii cu înclinări și direcții variate. Între faliile mai apropiate materialul este intens brecifiat, caracterizîndu-se printr-un mare număr de oglinzi de frictiune și prin pierderea coeziunii. Efectul de zdrobire este mai puternic în argilele șistoase ale oligocenului și marnele

eocene. Zonele brecifiate nu apar într-o regulă strictă, iar prezența lor nu poate fi stabilită de la suprafață. În grosimea orizonturilor stratigrafice, marno-argiloase, se constată și deranjări care au avut loc în cursul sedimentării prin alunecare pe pantă. Ele se comportă ca și zonele tectonizate.

II. Observații asupra degajărilor de metan pînă la producerea erupției

La executarea forajelor de cercetări de-a lungul traseului galeriei de fugă s-a semnalat prezența metanului, în unele cazuri chiar sub formă eruptivă (aruncări de noroi de foraj, ardere sub formă de coloană etc.), toate fiind încadrate ca „emanații".

La executarea lucrărilor de săpare s-a constatat prezența metanului sub forma degajărilor lente și a suflaiurilor.

În zona puțului Aref, în găurile de mină și de probă și în cuiburi la tavan, concentrațiile de metan au atins 1—37%, iar la frontul aval s-au manifestat două suflători, cu ape ascensionale, eruptive (proiectate pînă la 4 m de front prin găurile de împușcare) și metan în procentaj de 30 pînă la 90%. Apa a pătruns în lucrările miniere sub forma unei spume, antrenată probabil de către metan prin gazliftare.

La săparea puțului Corbeni, la o adîncime de la suprafață cuprinsă intre 40 și 90 m, s-au semnalat degajări în găurile de mină și de probă cu conținuturi variind între 37 și 55% metan. În continuare, pînă în apropierea rampei inferioare (pe încă 70 m), au fost semnalate suflaiuri permanente cu 50 pînă la 98% metan.

De asemenea, la săparea puțului Rotunda, pe porțiunea 50—130 m adîncime, s-a constatat metan în găurile de mină și de probă în procentaje variind între 5 și 55%, iar la 133 m adîncime un suflător a debitat metan între 59 și 82%.

La săparea lucrărilor orizontale, în zona puțurilor Corbeni și Rotunda, în cursul anului 1963 s-au semnalat acumulări de metan variind între 0,58 și 12,6% la Corbeni și respectiv 0,87 pînă la 22% în profil la tavan și 50—68% în găurile de probă la Rotunda.

La frontul Oești amonte s-a semnalat prezența metanului numai în găurile de probă (0,3—3%) și în mod sporadic.

III. Descrierea erupției

După executarea săpării și betonării puțului Corbeni (180 m), din rampele betonate s-a trecut la atacarea galeriei de fugă, în acest sector, spre amonte și aval, prin metoda austriacă.

În frontul amonte, unde a avut loc erupția, galeria superioară avansase circa 8 m (sau 14,5 m din axul puțului), iar galeria de bază avansase 18 m (sau 24,60 m din axul puțului).

Din galeria superioară se începuse lărgirea primului inel cu o lungime de 8 m, în vederea betonării fiind montate primele patru elemente longitudinale (două coroane și două longrine), respectiv bolta fiind deschisă pe circa 4 m pe perimetrul exterior (fig. 2).

În schimbul I din ziua producerii erupției, în galeria superioară amonte s-a detectat 1% metan (pentru prima dată de la începerea galeriei amonte) cu lampa de benzină, dar după eliberarea de steril a rostogolului dintre galeria de bază și galeria superioară nu s-a mai semnalat prezența metanului. În timpul perforării găurilor de mină, în galeria de bază s-a remarcat un miros aromatic, caracteristic hidrocarburilor aromatice, fără însă a se mai constata prezența metanului. În front s-au perforat 12 găuri de mină cu lungimi de 1,2—1,3 și o gaură de probă de 3 m. De menționat că în timpul schimbului I, după perforarea frontului, întreaga zonă prezenta manifestări de presiune (mici trosnituri urmate de desprinderi locale de rocă) și o ușoară răcire a atmosferei la locurile de muncă.

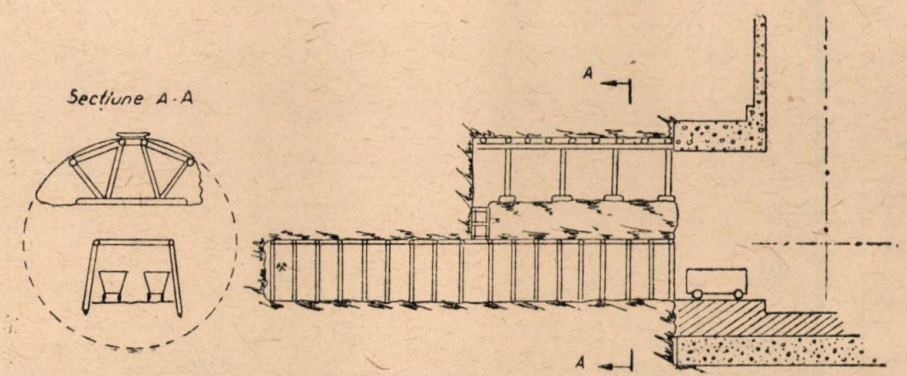


Fig. 2.

Împușcarea s-a executat cu 4,2 kg explosiv (dinamită II), inițierea cu amorse electrice milisecundă în patru trepte (decalaj între trepte 25 milisecunde), declanșarea efectuîndu-se de la suprafață în jurul orei 16,40.

După împuşcare s-a produs o erupţie violentă de metan şi material care a distrus armarea în galeria de bază pe aproximativ 13 m, suitorul de legătură cu galeria superioară şi parţial armarea în galeria superioară.

Erupţia a provocat desprinderi a circa 400 m³ rocă din care o cantitate de aproximativ 200 m³ a fost proiectată pînă în axa puţului (24 m). Cantităţi mari de praf de rocă s-au depus pînă în galeria aval (pe circa 40 m) pînă la front şi pe puţ, în grosime de la cîţiva mm pînă la 15—20 cm. Erupţia a proiectat două vagonete de 1,5 m³ încărcate care, în drumul lor, au smuls uşile şi au deformat rampa metalică a puţului, construită din profile grele.

Tabela 1

Variaţia debitului de metan la erupţia de la puţul Corbeni

Perioada	CH_4 % mediu	ore	Q CH_4 m³/perioada	Q CH_4 m³/h
I	54	1,5	26 700	17 800
II	11	14	50 800	3 640
III	7,34	10,5	25 410	2 420
IV	3,27	24	25 600	1 068
V	2,32	24	18 350	765,6
VI	1,12	24	8 060	369,6
VI	0,95	24	6 840	285
VIII	1,49	192	92 200	491
Total şi medie		314	255 960	815

Se menţionează că în materialul dislocat s-au găsit blocuri de gresie şi conglomerate de 0,2—0,3 m³, proiectate la 15—20 m, iar praful fin a ajuns pînă la suprafaţă (180 m înălţime). Timp de 14 zile după producerea exploziei, s-au degajat circa 256 000 m³ metan (recalculat la metan în procentaj de 100%) conform datelor din tabela 1 şi figura 3 (evaluarea SCSM — Petroşeni).

Procentajul de metan, la două ore de la producerea erupţiei (în coloana de tuburi de aeraj în funcţie numai pe puţ) la difuzorul ventilatorului de la suprafaţă, era de 14%, iar la baza puţului de 100%.

Se menţionează că imediat după erupţie — pînă s-a trecut la recoltarea probelor şi analizarea lor în laborator, în rampa puţului lampa de siguranţă cu benzină făcea explozie, iar la 5 m de suprafaţă metanul depăşea 90%.

În figura 4 este redată variaţia procentajului de metan în timp.

Analiza acestor date arată violenţa degajărilor care, la 2 ore după producerea erupţiei, erau de circa 17 800 m³ pe oră metan curat, scăzînd treptat la 3 640 m³ metan curat pe oră a doua zi după producerea erupţiei şi după 14 zile (perioada în care s-a refăcut şi coloana de tuburi de aeraj din galerie) menţinîndu-se încă 491 m³CH_4 pe oră (recalculat la metan curat). Pe măsura destinderii gazelor din rocă, a scăderii debitului degajărilor şi a restabilirii şi intensificării aerajului parţial, a scăzut şi procentajul de metan de la 100% la 2—4%.

Se menţionează faptul că în continuare (prin măsurători la difuzorul ventilatorului de la suprafaţă şi recalcularea la metan curat), cantitatea de metan degajată într-o lună de zile de la două ore de la producerea erupţiei a depăşit 350 000 m³ metan curat.

Dacă se iau în considerare şi primele două ore de la producerea erupţiei (perioadă pentru care nu există măsurători precise), perioadă în care degajările trebuie să fi fost de ordinul a 40—60 mii m³ pe oră, şi posibil chiar mai ridicate, în prima lună de la erupţie s-au degajat circa 500 mii m³ de metan (recalculat la 100% CH_4).

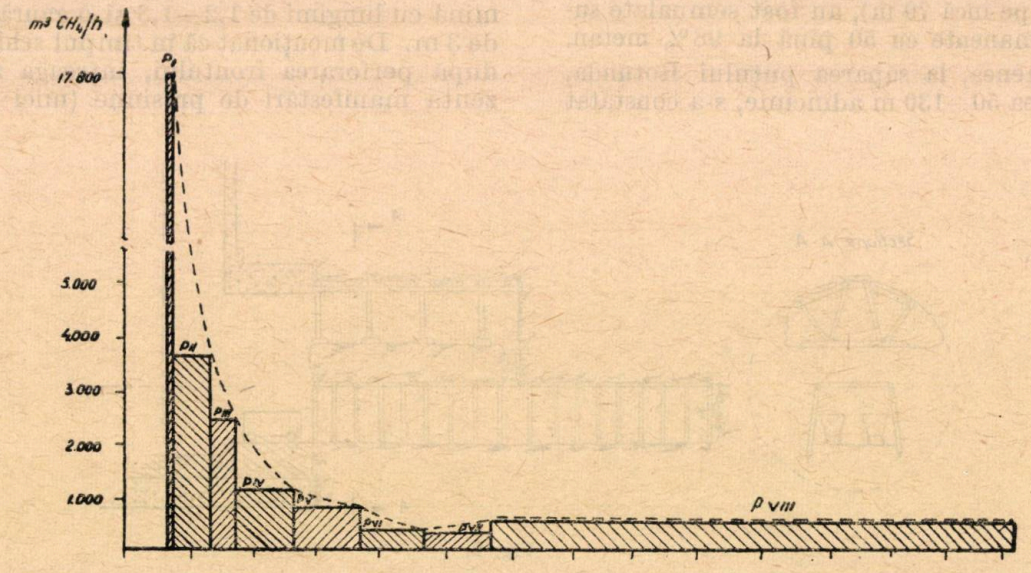


Fig. 3. Diagrama degajărilor de metan după erupţie — puţul Corbeni.

După lichidarea urmărilor erupției s-a constatat existența unei bolte de surpare (fig. 5) — provocată de destinderea rocii și deplasarea materialului sub efectul destinderii gazelor — de 10—12 m înălțime și 7—8 m lungime, pereții

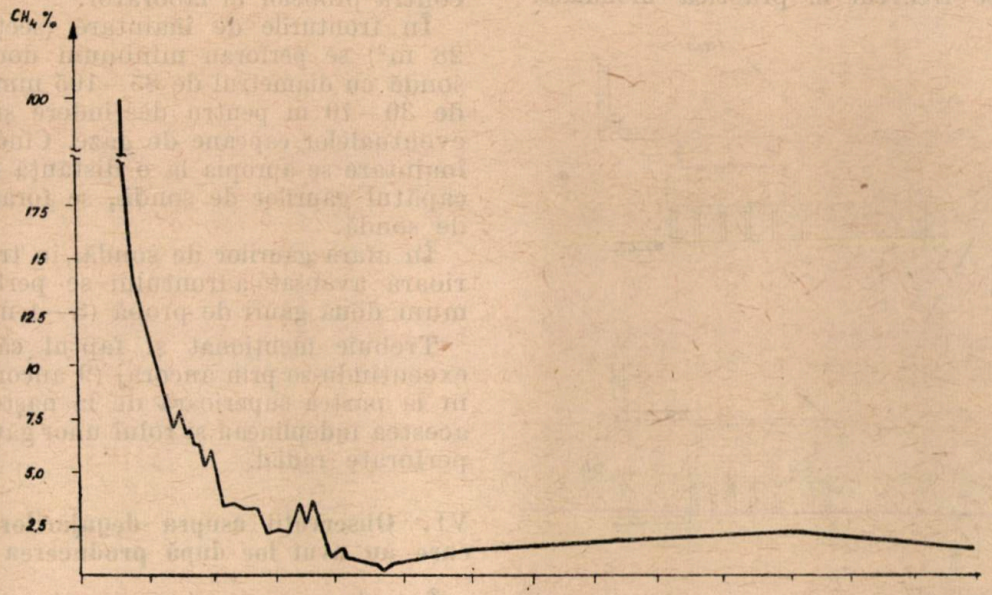


Fig. 4. Diagrama variației procentului de metan la difuzorul ventilatorului de la suprafață după erupție — puțul Corbeni.

rămași în picioare, golurile netezite de frecarea rocilor și o serie de crăpături în vatră, dispuse pe 1,5—2 m lungime pe axul galeriei și 3 m transversal pe axul acesteia, crăpături variind de la cîțiva milimetri pînă la 20—30 cm, care se puteau urmări cu reflectorul pe 4—5 m adîncime și pe care, la circa doi ani de la erupție, continuă să se degaje metan (prin drenul executat în spatele cămășuielii de beton armat) în procentaje de 100% CH_4, dar cu debit foarte redus.

Lichidarea avariilor produse de erupție a durat destul de mult și a permis reluarea lucrărilor de înaintare la frontul aval în luna mai, iar la frontul amonte în luna iunie 1963.

IV. Analiza modului de producere a erupției

Din examinarea materialului geologic întocmit după traversarea zonei în care s-a produs erupția, cît și din observațiile făcute pe măsura lichidării avariei produse de erupție, rezultă că galeria Corbeni amonte s-a apropiat de o capcană de gaze formată la încrucișarea mai multor falii. Existența unei lentile de conglomerate și gresii, cu un puternic grad de micro- și macrotectonizare, prinsă într-un complex marno-argilos etanș, a permis acumularea unei cantități mari de gaze, la o presiune ridicată (circa 50—100 atm). În timpul săpării puțului acest focar enorm de gaze și energie potențială s-a manifestat printr-o serie de falii locale secundare.

În urma împușcrii frontului din galeria de bază, vibrațiile produse de operația de împușcare au putut conduce la distrugerea echilibrului care a existat între rocă și gaz, iar rezistența masivului de rocă, care mai separa capcana de gaze de lucrările miniere, a fost înfrîntă de presiunea gazelor (fig. 6 a și 6 *b*). Acestea au erupt în lucrare antrenînd cu ele steril pe care l-au proiectat de-a lungul galeriei de bază, provocînd distrugerea totală a susținerii de lemn (elemente ale cadrelor de susținere au fost antrenate pînă în bazinul puțului)

O parte din gaze (fig. 6 c) și-au găsit drumul prin suitorul de legătură dintre cele două galerii, distrugîndu-l complet.

Pe măsură ce galeria de bază s-a rambleiat cu materialul proiectat de erupție (o porțiune de peste 10 m de galerie rambleiată complet), gazele și-au creat cale liberă prin galeria supe-

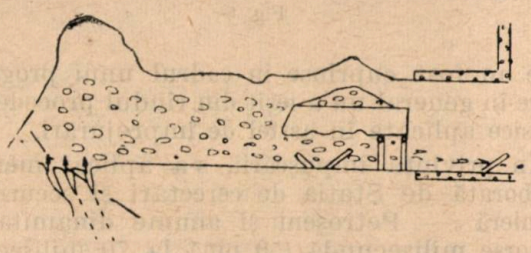


Fig. 5.

rioară (fig. 6 d). Simultan se producea destinderea și surparea rocii pe bolta de echilibru și reducerea presiunii gazelor, erupția reducîndu-și treptat intensitatea pînă la faza de degajări puternice de metan (fig. 5).

V. Măsuri luate pentru prevenirea erupţiilor

Măsurile organizatorice de securitate, referitoare la aeraj şi instalaţii electrice, au fost atît cele prevăzute de N.T.S. în vigoare, cît şi cele utilizate frecvent în practica mondială.

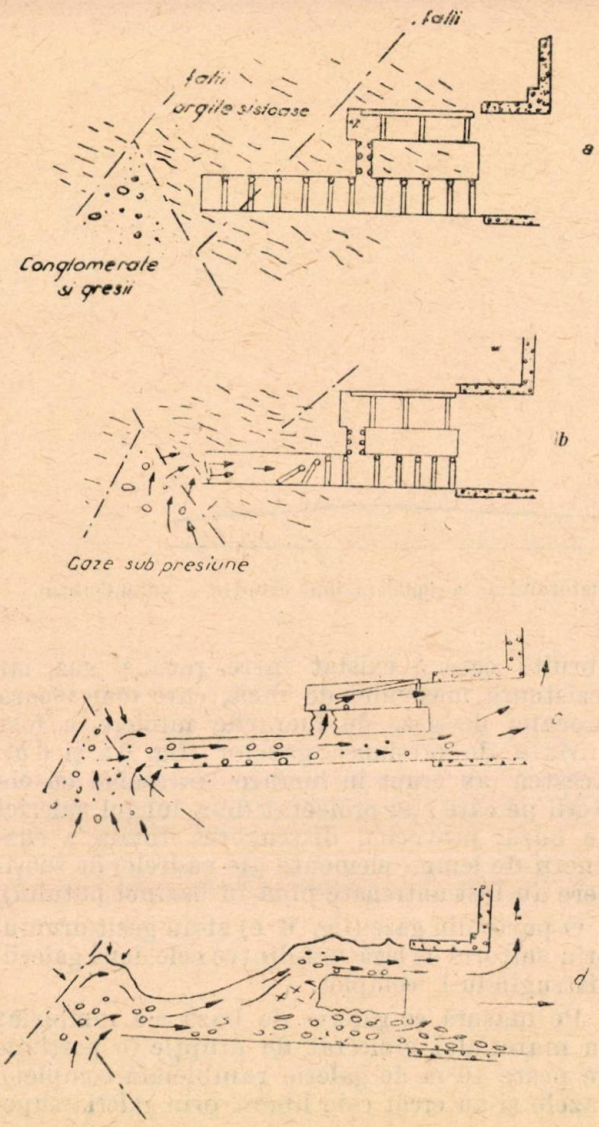


Fig. 6

Ele au fost cuprinse în cadrul unui program care în general nu a ieşit din rîndul procedeelor clasice aplicate în astfel de împrejurări.

În privinţa împuşcării, s-a aplicat metoda elaborată de Staţia de cercetări şi securitate minieră — Petroşeni şi anume dinamita II, amorse milisecundă (50 pînă la 70 milisecund decalaj între prima şi ultima treaptă) buraj cu apă şi, suplimentar, buraj cu argilă.

Explodarea găurilor de mină se făcea, fie de la suprafaţă (cu evacuarea întregului efectiv din subteran), fie din subteran (cînd fronturile de lucru s-au îndepărtat de puţuri) la protecţia a două diguri de protecţie.

Controlul metanului se efectua permanent, în profilul lucrărilor, la difuzoarele ventilatoarelor şi în găurile de împuşcare, de probă şi de sondă, cu ajutorul interferometrelor (sau metanometrelor), în paralel efectuîndu-se analiza contra probelor în laborator.

În fronturile de înaintare (secţiunea circa 28 m²) se perforau minimum două găuri de sondă cu diametrul de 85—105 mm, în lungimi de 30—70 m pentru destindere şi depistarea eventualelor capcane de gaze. Cînd frontul de înaintare se apropia la o distanţă de 10 m de capătul găurilor de sondă, se forau noi găuri de sondă.

În afara găurilor de sondă, în treapta superioară avansată a frontului se perforau minimum două găuri de probă (3—4 m).

Trebuie menţionat şi faptul că susţinerea executîndu-se prin ancoraj (9 ancore de 2—2,5 m la partea superioară de la naşterea bolţi), acestea îndeplineau şi rolul unor găuri de probă perforate radial.

VI. Observaţii asupra degajărilor de metan care au avut loc după producerea erupţiei

În cele ce urmează se descriu cîteva cazuri mai importante de degajări de gaze, pentru a se putea trage şi concluziile asupra posibilităţilor de erupţii de gaze în steril şi asupra eficienţei măsurilor luate.

La puţul Corbeni, după erupţie, la circa o lună de la reluarea lucrului s-a produs o surpare care s-a extins din zona erupţiei pe circa 10 m lungime şi 12 m înălţime. Roca constituită dintr-o brecie măruntă, cu numeroase oglinzi de fricţiune (ca aspect asemănătoare cu şisturile liasicului superior de la Anina), a constituit probabil şi o rocă magazin pentru o parte din gazele care au participat la erupţie.

Se presupune că surparea a fost favorizată şi de destinderea rocilor, ca urmare a degajărilor de metan, fiind însoţită de puternice emanaţii de metan, care au variat între 5 şi 20% CH_4.

Tot la acest puţ la frontul amonte, care avansa într-un complex de marne şi gresii aparţinînd eocenului cu două găuri de sondă şi două găuri de probă lungi de 3 m, nu s-a semnalat metan în profil în găurile de probă şi de sondă timp de circa 10 zile de la începutul lunii septembrie 1964. Împuşcarea se efectua cu dinamită, amorse cu micro întîrziere şi buraj cu lut. La una dintre împuşcături, după încărcarea frontului, s-a efectuat o nouă măsurătoare a gazului metan, constatîndu-se că pe o gaură de probă un suflător începuse să debiteze metan. De menţionat că, atît înainte de încărcarea frontului pentru împuşcare, cît şi după terminarea operaţiilor de încărcare, măsurătorile de metan s-au efectuat de către măsurătorul de gaze şi un maistru de aeraj (acesta din urmă cu

experiență și pregătire specială). În decurs de aproximativ două ore, metanul a invadat galeria pe circa 70 m lungime și pe o înălțime de 3 m de la tavanul lucrării, constatîndu-se 1—5% CH_4. Intensificarea aerajului a permis ca după 12 ore metanul să fie redus sub 1%, în cuib la front. Suflătorul debita metan în procentaje de circa 6%. Împușcarea frontului s-a executat cu întreg efectivul retras la suprafață.

Deși distanța dintre găurile de sondă și de probă din front nu depășea 1,5 m, totuși destinderea rocii, și respectiv drenarea metanului spre lucrarea minieră, s-a făcut destul de tîrziu (la circa 5 ore de la forarea găurilor de probă). În găurile de sondă nu se semnalase metan.

După împușcarea frontului, la difuzorul ventilatorului s-a constatat 1—2% CH_4, dar la controlul frontului prezența lui nu s-a mai semnalat; suflătorul își încetase activitatea. Cu toate acestea nu s-a admis reluarea lucrului fără forarea unei noi găuri de sondă. În timpul forării acestei găuri, de la circa 4 pînă la 10 m s-au produs degajări puternice, eruptive, de metan, pe lîngă coloana de foraj. Detritusul de la foraj era proiectat pînă la 6—8 m de front. La gura găurii de sondă se semnala peste 6% CH_4.

S-au forat încă trei găuri de sondă, distanțate la 0,75 m, dintre care primele două au dat loc la manifestări similare. După circa 10 ore degajările de metan au încetat și s-a reluat avansarea în front prin împușcare cu dinamită II, amorse milisecundă, buraj cu apă și lut. Nu s-au mai semnalat manifestări eruptive. Conținutul de metan a variat între 1—2%, iar după o avansare de 10 m, nu s-a mai semnalat prezența metanului timp de peste 30 de zile.

La săparea puțului Sterescu, în cursul anului 1964, în mai multe rînduri s-a semnalat prezența metanului în găurile de probă și de împușcare. Dar, deși găurile erau amplasate la o distanță de 50 cm una de alta, numai pe o parte dintre ele (circa 25%) se semnala metan, la diametrul acesta redus (42 mm) neproducîndu-se destinderea rocii.

În zona puțului Rotunda, într-un complex de argile și marne ușor grezoase aparținînd oligocenului, s-au interceptat mai multe lentile de nisipuri slab cimentate, din care, sub influența unor viituri de apă și degajări puternice de metan, au fost antrenate în lucrările miniere zeci de metri cubi de nisip, sub formă de borchiș.

Procentajul de metan a variat între 5 și 17%. Și în acest caz se remarcă faptul că, deși în front erau găuri de probă, destinderea s-a produs după avansarea frontului, pe găurile forate pentru ancoraje.

La puțul Mătușa frontul aval, care avansa în gresii dure aparținînd aquitanianului, în găurile de probă s-a semnalat pentru prima dată la începutul anului 1965 metan în proporție de 0,40% (analiza de laborator). Măsurătorile efectuate periodic (în găurile de probă) arătau după circa o lună o ușoară tendință de creștere a degajărilor de CH_4 (0,5 pînă la 0,6% CH_4).

Nu mult după aceasta, degajările au căpătat forme violente. Astfel, într-una din zile s-au perforat găurile de ancoraj (nouă bucăți dispuse radial la 0,8 m) și găurile de împușcare; în schimbul III s-a împușcat frontul (circa 60 de găuri). Nici înainte nici după împușcare nu s-a semnalat prezența metanului la controlul făcut la front.

După 30 de zile de cînd în front nu se constata prezența metanului, pe două găuri de ancoraj, situate în partea stîngă a frontului (la circa 1 m de acesta), au început să debiteze două suflători (la una din găuri presiunea era aproape de 2 atm). La front procentajul de metan nu depășea 1,5%.

Probele de gaze analizate în laborator arătau a doua zi (schimbul I) următorul conținut:

azot	94,85
bioxid de carbon	2,23
metan	1,30
oxigen	1,62
	100,00%

În același schimb s-a trecut la forarea unei găuri de sondă dispusă paralel cu găurile de ancoraj pe care debitau suflătorii, gaură care după 24 ore a atins în lungime 8 m. În această situație, nu s-a constatat metan pe gaura de sondă, iar în găurile pe care s-au manifestat suflătorii, procentajul scăzuse la 1,2% și respectiv 2,8 % CH_4. În front nu se mai semnala metan.

Se remarcă faptul că în timpul forării găurii de sondă, în schimbul II, în găurile de ancoraj, pe care se manifestau suflătorii, s-a constatat 16,1% și respectiv 17,5% CH_4, iar în front 3—5% CH_4; în schimbul III, procentajul în găuri se menținea constant, iar la capătul coloanei de aeraj (la front) s-a determinat 10% CH_4. Suflătorii prezentau semne de reducere a activității (presiune mult scăzută). S-au betonat apoi găurile (prin executarea ancorajului) și s-a împușcat frontul, cu întreg efectivul retras la suprafață. După împușcare nu s-a mai constatat metan. La circa 48 ore din momentul manifestării suflătorilor s-a constatat că gaura de sondă forată aspiră puternic (depresiune de circa 1 at) aer din lucrarea minieră; ghemotoace de hîrtie puse la gura găurii de sondă erau aspirate cu viteză în interior.

După executarea a încă două împușcări în front, nu s-a mai semnalat nici o manifestare la gaura de sondă (în a patra zi după apariția suflătorilor).

Galeria fiind la peste 100 m de suprafață, o concluzie definitivă asupra acestui fenomen nu s-a putut trage pînă în prezent.

Concluzii

La executarea forajelor de cercetare geotehnică pentru lucrările subterane este necesar a se urmări cu atenţie şi toate manifestările de gaze.

La excavarea lucrărilor subterane, în roci sedimentare sînt posibile degajări violente de gaze, chiar şi în afara bazinelor carbonifere sau a zăcămintelor de săruri etc. La întîlnirea unor „capcane geologice", în care sînt acumulate gaze sub presiune, sînt posibile erupţii de gaze şi steril.

Pe traseul galeriei de fugă, emanaţiile de metan au fost uneori asociate şi cu alte gaze (CO_2, N, O).

Utilizarea găurilor de sondă cu diametre de 80—105 mm, în cazul marnelor, argilelor, argilelor grezoase şi conglomeratelor, asigură o destindere a rocii şi o drenare a gazelor, pe o rază medie de circa 40—50 cm (maximum 1,5 m) în jurul găurii de sondă.

Executarea de găuri de probă de 3—5 m ridică gradul de securitate, majoritatea manifestărilor de gaze fiind depistate cu ajutorul lor.

Schema cu 1—2 găuri de sondă lungi (50—70 m) şi 3—4 găuri de probă (3—5 m), aplicată la galeria de fugă, a fost corespunzătoare cu condiţia unei foarte atente urmăriri a variaţiei procentajelor de gaze din găuri. La creşterea simţitoare a conţinutului de gaze în timp, la creşteri bruşte (îndeosebi în apropierea accidentelor tectonice) a procentajului de gaze şi la apariţia de suflători este necesară oprirea frontului şi executarea de găuri suplimentare de foraj, de circa 10 m la un gabarit de o gaură la 1—2 m^2 de front. Procedeul este demn de a fi luat în considerare în cazuri similare.

La executarea găurilor de sondaj, numai urmărirea atentă a manifestărilor de gaze, a determinării schimbărilor de duritatea rocii, apariţia apei etc., pot permite aplicarea unei scheme corespunzătoare de prevenire a erupţiilor prin găuri de foraj. Aceasta ar trebui completată cu observaţii asupra mărimilor specifice potenţialului eruptiv al zonei.

Susţinerea prin ancoraj radial permite ca la destinderea rocilor, să se depisteze mai repede sursele de metan.

Pentru mărirea gradului de securitate, în afara unor scheme corecte de destindere prin găuri de sondă şi probă, este necesar să se aplice măsuri suplimentare (metoda de împuşcare cu un înalt grad de securitate, diguri de protecţie, aeraj puternic, organizarea perfectă a echipelor de salvare minieră cu puncte de salvare cît mai aproape de gura puţurilor etc.).

Fără o aparatură de control şi depistare operativă a gazelor (detectoare de gaze) şi fără o urmărire atentă a variaţiei procentajelor de gaze în rocă şi în lucrările miniere, nu se pot lua măsuri corespunzăroare la timp.

ECONOMICE

Despre corelaţia dintre rezervele de minereu şi metal a zăcămintelor

Ing. *N. MIHAILOVICI*

În lucrarea de faţă se prezintă cîteva rezultate ale cercetării corelaţiei dintre rezervele de minereu, metal şi conţinutul lor, la diferite tipuri de zăcăminte metalifere.

Prin prelucrarea datelor referitoare la un număr de zăcăminte metalifere diferite din ţara noastră, în cadrul unor studii efectuate la Institutul de proiectări miniere din Bucureşti în perioada 1962—1964, s-a urmărit în continuare o generalizare a corelaţiei dintre rezervele de minereu şi metal, precum şi formularea expresiilor analitice corespunzătoare, astfel încît să se poată obţine cu uşurinţă elementele de bază pentru calcule economice în diferite variante, pentru a răspunde unei necesităţi practice deosebit de actuale.

În afară de aceasta, faptul că forma corelaţiei cercetate se păstrează — cel puţin în cadrul oferit de studiile întreprinse — indiferent de natura, tipul genetic şi intensitatea mineralizaţiei, relevă profunzimea corelaţiei derivată dintr-o lege mai generală de distribuţie a mineralizaţiei, ceea ce constituie o importantă concluzie de ordin ştiinţific.

*

Zăcămintele de minereu prezintă unele caracteristice particulare. Cel mai esenţial este faptul că valoarea economică a unui zăcămînt metalifer se măsoară simultan prin rezerva de metal şi de minereu, pe lîngă o serie de alţi factori. Orice caracterizare care se face exprimînd numai rezerva de metal, sau numai cea de minereu, este unilaterală şi incompletă.

Pentru orice miner şi economist, importanţa fundamentală a relaţiei dintre conţinuturi şi rezerve este evidentă, întrucît aceste mărimi sînt indispensabile pentru a putea caracteriza, de o manieră globală, valoarea unui zăcămînt.

Dar, aşa cum este cunoscut din însăşi definiţia noţiunii de zăcămînt, relaţia de mai sus nu este unică, exceptînd poate cîteva cazuri într-adevăr rare. Obişnuit şi în mod cu totul evident, în cazul cînd limitele zăcămîntului sînt difuze în raport cu formaţiunile geologice în care acesta este cantonat, rezerva de metal nu este numai rezultatul produsului dintre un volum determinat, o greutate volumetrică medie şi un conţinut mediu de metal exact determinat. Conturul zăcămîntului, şi prin aceasta volumul său, poate fi extins mai mult sau mai puţin, în funcţie de elementele tehnice şi economice care determină la un moment dat nivelul acceptabil al conţinutului mediu, adică în funcţie de condiţiile industriale.

În acest sens, volumul şi conţinutul sînt mărimi variabile. Volumul este o variabilă de poziţie (geometrică), iar conţinutul o variabilă de intensitate.

1. Corelaţia tonaj-conţinut-metal (T—C—M)

Aceste trei mărimi fundamentale, care caracterizează un zăcămînt metalifer, sînt legate între ele printr-o relaţie simplă :

$$c = \lim_{\Delta T \to 0} \frac{\Delta M}{\Delta T}, \qquad (1)$$

în care :

M este cantitatea (rezerva) de metal ;
T — cantitatea de minereu ;
c — conţinutul mediu al zăcămîntului (calculat la rezerva totală) exprimat în unităţi convenabile.

Valabilitatea relaţiei se extinde nu numai pentru zăcămîntul luat în totalitatea sa, ci şi pentru părţi ale zăcămîntului. Printr-un raţionament la limită, zăcămîntul poate fi imaginat ca fiind constituit din părţi elementare, egal ca volum, la care se asociază cantităţile ΔM_i şi ΔT_i respectiv conţinutul c_i.

În funcţie de valorile diferite ale conţinutului limită (c_l), cu care se face operaţia de selecţie, zăcămîntul — în sens economic — cuprinde cantităţi variabile de metal şi minereu.

Determinarea acestei funcţii este deosebit de importantă şi utilă.

Primul care a propus o expresie analitică a funcţiei de corelaţie dintre rezervele de metal şi de minereu ale unui zăcămînt a fost S.G. Lasky, 1950 [1]. El arată că pare să existe o relaţie matematică între conţinut şi cantitatea de minereu de forma :

$$c = K_1 - K_2 \log T, \qquad (2)$$

în care T şi c au fost definite anterior, iar K_1 şi K_2 sînt constante care caracterizează fiecare zăcămînt individual.

Aplicînd logaritmii asupra relaţiei generale (1) şi apoi introducînd logaritmul T din relaţia (2) Lasky a obţinut :

$$\log M = \frac{K_1 - c}{K_2} + \log c. \qquad (3)$$

Această relaţie a fost aplicată la determinarea rezervelor unor zăcăminte din S.U.A., în mod particular la zăcăminte cuprifere de tipul „porphyry copper ores".

În anul 1955, G. Matheron [2] a examinat problema corelaţiei care ne preocupă, tot pe bază statistic-probabilistică. Aceeaşi tratare este redată mai tîrziu (1962) şi în tratatul său de geostatistică aplicată, la p. 274—275, vol. I. Autorul porneşte de la distribuţia conţinuturilor într-un zăcămînt după o lege log-normală.

Relaţia analitică dintre rezerva de metal, rezerva de minereu şi conţinutul mediu al unui zăcămînt are forma :

$$T \int_{z_1}^{z_s} \gamma \, e^{\sigma_z - \frac{z^2}{2}} \cdot dz = c_m \, T \int_{z_1}^{z_s} e^{-\frac{z^2}{2}} \cdot dz. \qquad (4)$$

Relaţia include valoarea conţinutului limită (de conturare) şi a conţinutului stochiometric al mineralului în care se află metalul respectiv. Forma relaţiei este dată de funcţia caracteristică a unei distribuţii normale a variabilei reduse, respectiv a unei distribuţii normale a logaritmilor conţinuturilor de metal c_i ale probelor.

De remarcat însă că pentru utilizarea practică a relaţiei (4), tonajul total al zăcămîntului T trebuie să fie cunoscut din calcule anterioare. De asemenea, T se consideră independent de c.

O altă lucrare, cu oarecare circulaţie printre specialiştii din ţara noastră, este aceea a lui V. M. Zdorov, 1958 [6], care tratează unele probleme economice ale exploatării raţionale a zăcămintelor, cum ar fi : preţul de cost minim, beneficiul maxim şi altele. În încercarea de a da o rezolvare analitică problemei, autorul a fost nevoit să pornească tot de la corelaţia minereu-conţinut-metal. El propune o rezolvare practică a corelaţiei dintre conţinutul limită, conţinutul mediu şi tonajul rezervelor de minereu, luînd ca bază calculul rezervelor făcut pe blocuri sau pe panouri de exploatare.

Este vorba de a ordona rezervele blocurilor (sau panourilor) în funcţie de conţinutul respectiv şi apoi de a construi pe baza lor o diagramă.

La construirea acestor curbe, conţinutul limită (de conturare) a fost înlocuit prin conţinutul mediu al blocurilor (sau panourilor) celor mai sărace care au fost luate succesiv în considerare.

Admiţînd o variaţie continuă la limită, Zdorov generalizează rezultatele sugerate de curbele respective pentru a obţine:

$$M_T = \int_0^T c_l \cdot dT. \qquad (5)$$

Expresia analitică a lui $c_l = f(T)$ nu este dată.

În scopul evaluării zăcămintelor, V. V. Pomeranţev, 1961 [4], utilizează tot curba T — C (minereu-conţinut). Trasarea acestor curbe este — după autor — o operaţie care necesită un calcul de rezerve în mai multe variante de conţinut limită.

II. Curbe de corelaţie experimentale

Cu ocazia întocmirii studiilor pentru determinarea condiţiilor industriale, corelaţia dintre conţinuturi şi rezerve a fost studiată într-un număr destul de mare de cazuri. Aceste studii au inclus zăcăminte aurifere, cuprifere, complexe şi feroase din ţara noastră, deosebite între ele prin intensitatea mineralizaţiei şi în parte ca tipuri genetice.

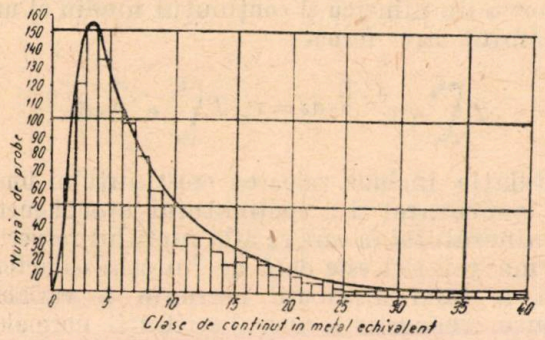


Fig. 1. Histograma probelor — zăcămîntul A.

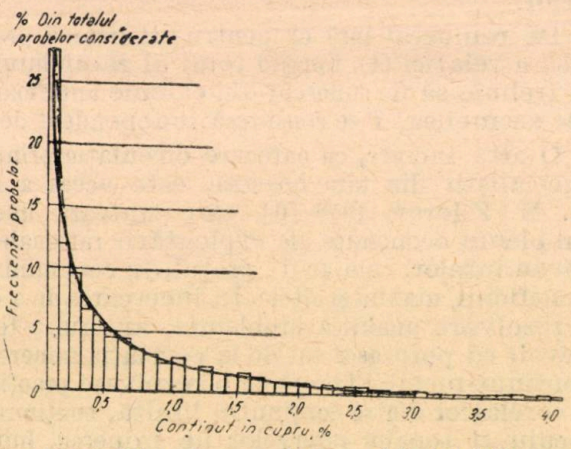


Fig. 2. Histograma probelor — zăcămîntul B.

În această lucrare redăm numai curbele de corelaţie pentru două dintre zăcămintele studiate — A (aurifer) şi B (cuprifer). Această alegere are mai mult scop ilustrativ, deoarece fenomenele studiate nu sînt limitate numai la anumite zăcăminte. Pe de altă parte, cele două zăcăminte pot fi comparabile ca grad de cercetare şi probare, iar limitele lor nu sînt nete faţă de rocile înconjurătoare.

În figurile 1 şi 2 sînt redate histogramele probelor respective, care prezintă o deosebire netă. Distribuţia pe clase de conţinuturi a probelor, sau frecvenţa lor, apare normală, asime-

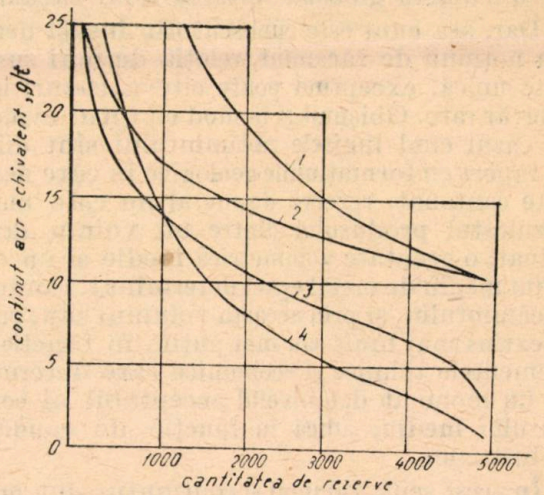


Fig. 3. Corelaţia dintre conţinuturi şi rezerve la zăcămîntul A:

1 — conţinut mediu pe zăcămînt pe baza distribuţiei statistice a probelor; 2 — conţinut mediu pe zăcămînt pe baza distribuţiei pe panouri; 3 — conţinut mediu minim (limită) pe panou; 4 — conţinut limită pe probe individuale.

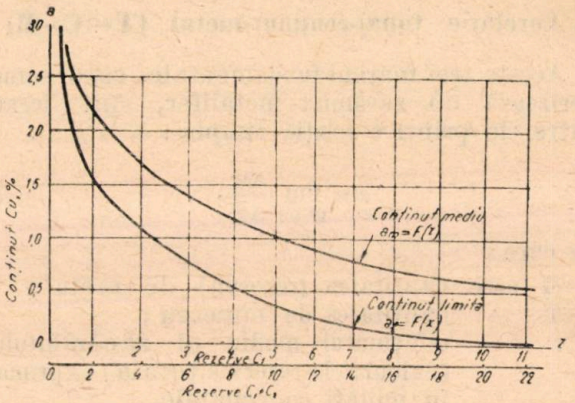


Fig. 4. Corelaţia dintre conţinuturi şi rezerve la zăcămîntul B.

trică, pentru zăcămîntul A. Această asimetrie se poate elimina uşor prin utilizarea logaritmilor conţinuturilor, ceea ce ne permite să considerăm forma distribuţiei log-normală.

Histograma zăcămîntului B are în schimb o formă diferită, care nu este nici normală, nici log-normală, ci reflectă mai degrabă o funcţie exponenţială de forma $y = A\,x^{-\alpha}$.

Deoarece probele de bază în cele două zăcăminte au avut dimensiuni practic egale (brazda de 1 m lungime), iar reţelele de explorare au fost relativ regulate, probarea se poate considera omogenă. Prin urmare, ipoteza formulată într-o lucrare anterioară [3], de a afecta fiecărei probe un anumit tonaj constant de rezervă de minereu, nu poate introduce erori inadmisibile. În aceste condiţii au fost întocmite diagramele de corelaţie redate în figurile 3 şi 4, de către R. Pascal şi colaboratorii [7].

Trebuie să menționăm că asemenea curbe de corelație s-au obținut pentru toate zăcămintele care au fost studiate [7], ceea ce confirmă, după părerea noastră, în mod experimental caracterul sistematic al corelației. Despre acest subiect s-au mai făcut unele considerații, în lucrarea menționată [3].

III. Teoria corelației reflectată de curbele T—C—M

Observația generală asupra tuturor curbelor obținute experimental, indiferent de tipul mineralizației sau de alura curbelor de distribuție a frecvenței conținuturilor, este aceea că *forma lor este de tip hiperbolic sau exponențial.*

Deaceea, utilizînd coordonate semilogaritmice, toate curbele de corelație care au fost stabilite prin calcule laborioase pentru o serie

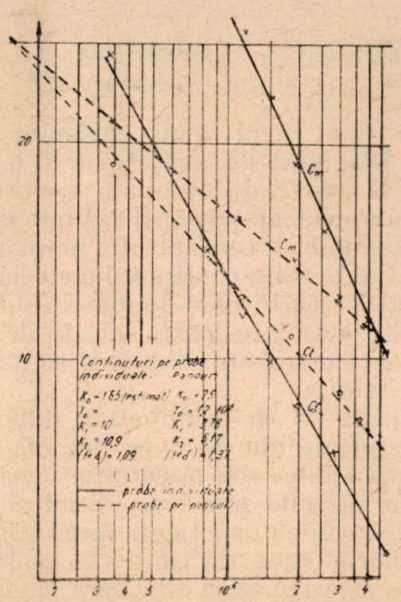


Fig. 5. Diagrama de corelație — zăcămîntul A.

de zăcăminte de minereuri aurifere, cuprifere, complexe și minereuri de fier pot fi reprezentate corect prin linii drepte.

Diagramele pentru zăcămintele A și B sînt redate în figurile 5 și 6.

Corelația reflectată de curbele T—C — M, transpuse în cordonate semilogaritmice chiar pentru zăcăminte atît de deosebite din punctul de vedere al intensității (al concentrației absolute de metal) și mai ales al non-uniformității (variației) net diferite a mineralizației, scoate clar în evidență existența unei legități mai profunde a distribuției metalelor în zăcămînt.

Comparația diagramelor obținute arată că :

a — toate corelațiile conținutului mediu și ale logaritmului tonajului rezervelor (s-a admis greutate volumetrică constantă) sînt liniare;

b — toate corelațiile conținutului limită (de conturare) și al logaritmului tonajului rezervelor sînt, de asemenea, liniare;

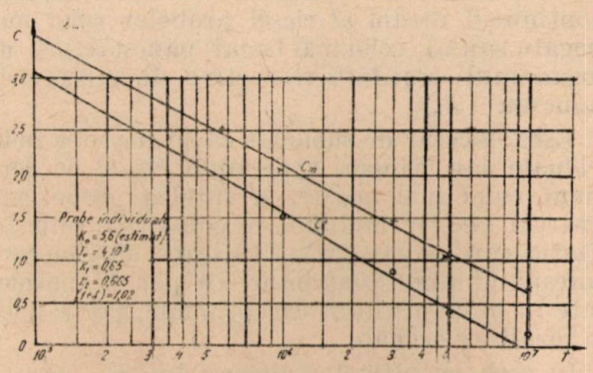


Fig. 6. Diagrama de corelație — zăcămîntul B.

c — perechile de curbe : conținut mediu (c_m) și conținut limită (c_l) sînt convergente. Punctul de convergență este cu atît mai îndepărtat cu cît panta dreptelor respective este mai mare, respectiv cu cît corelația se stabilește pe bază de probe mai mici;

d — pantele sînt maxime la zăcămintele de metale disperse și minime la cele ale metalelor cu concentrație mare în zăcămînt (feroase);

e — pantele dreptelor scad atunci cînd corelația stabilită pe bază de probe individuale se înlocuiește prin corelația stabilită pe bază de valori medii (pe panouri, lucrări).

Curbele de corelație inițiale au fost întocmite astfel : împărțirea pe clase de conținut a rezervelor de minereu, avînd la bază, fie lista analizelor probelor individuale, fie calculul rezervelor pe panouri sau pe zăcămînt, în funcție de unul sau mai multe conținuturi limită stabilite ante-

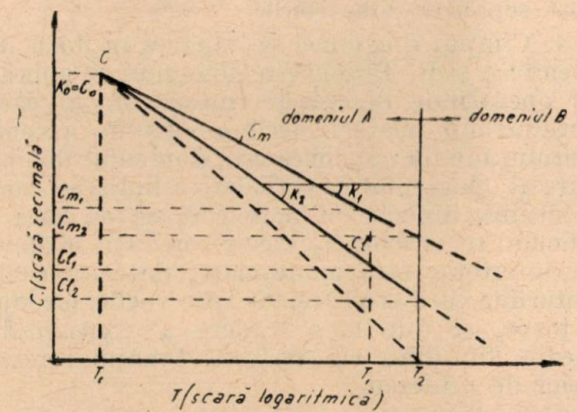


Fig. 7. Diagrama schematică (teoretică) cu interpretarea construcției și semnificației dreptelor de corelație c_m (conținut mediu) și *cl* (conținut limită).

rior calculului și apoi însumarea succesivă a claselor, începînd cu cea mai bogată.

În acest sens, prin schematizare, diagrama teoretică se prezintă conform figurii 7.

Se observă că :

1. Punctul C este punctul de convergență a celor două drepte de corelație. El ocupă o poziție foarte caracteristică și este definit de conținutul mediu al clasei probelor celor mai bogate sau al celui mai bogat panou (c_0) și de logaritmul cantității respective de rezerve de minereu (T_0).

Este necesar de subliniat că prin probe individuale sau panouri aparținînd clasei de conținut celei mai bogate, se înțeleg probe care aparțin efectiv mulțimii ce constituie mineralizația care se studiază. Utilizarea datelor care corespund unor conținuturi ce pot fi considerate în mod justificat excepționale, poate duce la rezultate eronate.

În ceea ce privește valoarea lui T_0, aceasta este cunoscută din statistica ce se întocmește în vederea construirii diagramelor.

Omogenitatea probării și precizia rezonabilă a analizelor chimice sînt condiții esențiale pentru determinarea corectă a punctului de convergență ca și pentru executarea întregii analize statistice, în general.

2. Abscisa T_1 este logaritmul tonajului rezultat din calculul rezervelor făcut în anumite condiții. Această abscisă intersectează cele două drepte de corelație în ordonatele :

c_{l1} — conținutul limită cu care s-a făcut conturarea corpurilor de minereu ;
c_{m1} — conținutul mediu al rezervelor T_1.

3. Pentru zăcămintele care au un volum bine determinat, între limite clare față de rocile înconjurătoare, valoarea lui T_0 reprezintă tonajul total al rezervelor de minereu, aflate între limitele naturale ale zăcămintelor respective. În acest caz $c_{l_2}^{*} = 0$, fapt important care arată că în interiorul zăcămîntului nu au fost separate zone sterile.

4. Cîmpul diagramei se împarte în două domenii : A și B. Primul este domeniul de aplicare al operațiilor de selecție interioară, al căror rezultat nu poate fi decît o creștere a conținutului mediu ; al doilea este domeniul de aplicare al operațiilor de extindere a limitelor zăcămîntului, dincolo de limitele luate ca bază la calculul rezervelor T_2. Aceste operații se aplică zăcămintelor fără limite clare, datorită conținuturilor care scad treptat spre rocile înconjurătoare, și duc la o scădere a conținutului mediu simultan cu creșterea tonajului rezervelor de minereu.

5. Coeficienții unghiulari K_1 și K_2 (pantele celor două drepte care reprezintă variația conținutului mediu c_m, respectiv a conținutului limită c_l, în funcție de tonajul rezervelor de minereu) sînt constanți.

Diferența valorii acestor doi coeficienți unghiulari exprimă o măsură a convergenței celor două drepte de corelație.

Semnificația acestor coeficienți unghiulari este aceea de *conținut de metal* al tonei de minereu, exprimat în aceleași unități ca și conținuturile probelor prin care este determinat zăcămîntul.

Între valorile acestor coeficienți și varianța (respectiv dispersia) conținuturilor probelor de zăcămînt apare o corelație directă izbitoare. Deci non-uniformitatea mineralizației apare din nou ca factor determinant al formei și caracteristicilor acestor drepte de corelație.

Într-adevăr, printr-un raționament la limită, pentru un zăcămînt monomineral, constituit numai din mineralul util, conținutul de metal va fi constant. De asemenea, între conținutul mediu și conținutul limită nu poate apărea nici o diferență. Tonajul de minereu ar fi determinat strict de dimensiunile zăcămîntului, deci problema se reduce la una pur geometrică.

Pentru un astfel de zăcămînt (păstrînd notațiile introduse în capitolele anterioare) am avea :

$$c_0 = c_m = c_l = \text{constant} = K_0.$$

$$\sigma^2 = 0\,;\ \sigma = 0\,;\ \text{respectiv } dN = 0.$$

Acesta este cazul unui zăcămînt riguros omogen. Diagrama de corelație ar fi o dreaptă paralelă la axa T, de ordonată $c_0 = \text{constant}$. Un caz apropiat ar putea fi întîlnit numai la unele zăcăminte cu concentrația mare în metal, apropiată de aceea a conținutului stochiometric al mineralelor purtătoare de metal (utile), cum ar fi unele zăcăminte foarte bogate de fier, de mangan, de bauxită etc. Non-uniformitatea este evident mică.

Pe măsură ce se examinează mineralizații ale unor metale din ce în ce mai disperse, se constată că acestea sînt mineralizații mai neuniforme (cu varianță mai mare*), adică în concordanță strictă cu experiența largă a minerilor și geologilor și în același timp cu concluzia obținută pe cale teoretică [3], care confirmă că la conținuturi mari non-uniformitatea este redusă și invers.

Dependența de varianță, respectiv de dispersie, a formei curbelor de corelație este rezultatul existenței unei dispersii absolute și a unei probări mai mult sau mai puțin amănunțite a zăcămîntului. Cum dispersia absolută α nu poate avea decît valori cuprinse între 0 și 1, cazul limită menționat mai sus corespunde unei dispersii absolute nule.

Pe de altă parte, se mai poate imagina și al doilea caz limită, cînd mărimea probei ar fi egală cu zăcămîntul, deci $v = V$. Și în acest caz varianța apare nulă ca o consecință a faptului că varianța întregului zăcămînt în raport cu el însuși nu poate să fie decît nulă. Pe diagramă zăcămîntul se reprezintă cu un punct.

* Vorbind în acest fel, în paralel despre non-uniformitate și varianță, nu am făcut în nici un fel sinonimizarea celor două noțiuni.

IV. Expresia analitică a corelației T—C—M

Diagramele redate în figurile 5, 6 și 7, permit să se scrie ușor relația dintre conținutul și tonajul rezervelor de minereu. Astfel:

— pentru conținutul mediu:

$$c_m = K_0 - K_1 \ln \frac{T}{T_0}, \qquad (6)$$

— pentru conținutul limită:

$$c_l = K_0 - K_2 \ln \frac{T}{T_0}, \qquad (7)$$

în care:

K_0 este constanta definită ca ordonată a punctului de convergență C, cu dimensiunile unui conținut de metal;

T_0 — abscisa punctului de convergență;

K_1, K_2 — coeficienții unghiulari (pantele dreptelor de corelație).

După cum se observă, aceste relații sînt aproape identice cu relația stabilită de S. G. Lasky, utilizînd o altă cale de deducție. Nu cunoaștem dacă s-a căutat o interpretare a constantelor din relația citată de Routhier [5] p. 24—25.

Cît privește părerea exprimată de P. Routhier, în același loc, că aceste constante ar putea servi drept criteriu numeric pentru clasificarea zăcămintelor, găsim necesare unele precizări.

Constanta K_0 nu poate fi caracteristică pentru o clasă sau grupă de zăcăminte, deoarece — așa cum am arătat — ea reprezintă conținutul clasei probelor celor mai bogate, respectiv al panoului cel mai bogat. Dar aceste valori depind de mărimea și felul în care au fost prelevate probele individuale, de numărul probelor, de rețeaua de probare, dimensiunile panourilor și apoi de dispersia conținutului în cadrul volumului reprezentat de fiecare probă, de intensitatea și de caracterul mineralizației în general.

Astfel K_0 este caracteristic în aceeași măsură în care știm, din experiență, că minereurile exploatate pentru extragerea diferitelor metale se caracterizează *economic*, prin anumite limite (nivele) de conținuturi în metal, evident variabile de la metal la metal dar nu în mod necesar. Există minereuri ale unor metale diferite, dar cu valoare comparabilă, care au și conținuturile comparabile.

K_1 reflectă în mod evident dispersia metalului în zăcămîntul respectiv. Diagramele experimentale prezentate în lucrare permit să se recunoască diferențieri clare între minereurile cuprifere, aurifere și feroase care au fost studiate. De altfel am arătat că dispersia, ca factor mai comod de stabilit (deocamdată) în cursul unor analize statistice a mineralizației, se fundamentează solid atît fenomenologic cît și teoretic funcțional).

În consecință, se pare că aici Routhier este îndreptățit să prevadă o clasificare viitoare pe bază de anumite criterii numerice. Trebuie arătat de altfel că baza clasificării pe grupe a zăcămintelor după V. I. Smirnov este coeficientul de mineralizație derivat din varianța σ^2 și egal cu 100 c_m^{σ}. Această clasificare este socotită fundamentală pentru normele de încadrarea și calcul al rezervelor valabile în țările socialiste.

În interesul cercetării corelației dintre metal, conținut și minereu, este necesar să dăm o expresie mai analitică parametrilor K_1 și K_2 și anume:

$$K_1 = k\,\sigma$$

$$K_2 = k\,\sigma\,(1 + \delta). \qquad (8)$$

Astfel apare că coeficienții de pantă ai dreptelor sînt o funcție de dispersia totală σ a conținuturilor probelor individuale sau pe panouri și au dimensiunile unor conținuturi (apar la puterea întîia).

Relația (6) se va scrie deci:

$$c = K_0 - k\sigma \ln \frac{T}{T_0}, \qquad (9)$$

iar relația (7) devine:

$$c_l = K_0 - k\sigma\,(1 + \delta) \ln \frac{T}{T_0}. \qquad (10)$$

Factorul k este adimensional, deoarece σ are dimensiunile exprimate în aceleași unități ca și probele care stau la baza descrierii variației mineralizației.

δ este factorul care pune în evidență ecartul dintre conținutul limită (c_l) pe conturul mineralizației și conținutul mediu (c_m) din interiorul acestui contur. El ar putea fi denumit simplu: factorul sau coeficientul de convergență al conținuturilor limită și medii. Dependența valorii lui δ de mărimea probei și de dispersia conținuturilor (a mineralizației) pare destul de evidentă, totuși încă nu a fost posibil să se prelucreze suficient material pentru a preciza semnificația lui completă. Dependența coeficientului de convergență de mărimea probelor este sugerată chiar de diagramele de corelație: convergența este cu atît mai apropiată cu cît probele sînt mai mari (probele individuale în raport cu panourile).

Din relația (9) se obține imediat și relația care exprimă analitic corelația dintre rezerva de metal, rezerva de minereu și conținutul unui zăcămînt metalifer, astfel:

$$M = T\left(K_0 - k\sigma \ln \frac{T}{T_0}\right). \qquad (11)$$

Expresia pentru rezerva de metal a zăcămîntului în funcţie de conţinutul mediu, se poate scrie uşor astfel:

$$M = c_m \cdot T \cdot e^{\frac{K_0 - c_m}{k\sigma}}. \qquad (12)$$

Notaţiile din formulă au fost explicate anterior.

Unităţile de măsură se vor alege de fiecare dată dintre cele uzuale, astfel încît să satisfacă şi dimensional ecuaţia.

În stadiul actual al cunoştinţelor, valorile lui K_0, δ şi k trebuie determinate experimental, iar a lui σ — prin calculul pe baza probelor existente. Totuşi, în scurt timp, prin acumularea sistematică de noi date, va fi posibil să se aprecieze o valoare aproximativă pentru dispersie în funcţie de tipul de zăcămînt şi de metalul respectiv, ceea ce va uşura considerabil utilizarea practică a acestei relaţii.

Din relaţiile (6) şi (7) se poate stabili uşor şi relaţia analitică dintre conţinuturile limită şi mediu, astfel:

$$c_m = c_l + k \cdot \sigma \cdot \delta \cdot \ln \frac{T}{T_0}. \qquad (13)$$

Relaţiile (9), (10), (11) şi (12) sînt suficiente pentru a se răspunde şi analitic la o serie de probleme de bază ale exploatării raţionale a unui zăcămînt.

Posibilităţile practice de construire a diagramelor de corelaţie examinate în acest capitol sînt următoarele:

a. Pentru zăcămintele cu contururi diferite în mod natural, se întocmeşte calculul rezervelor totale de minereu şi se determină conţinutul mediu. Din ordonarea probelor sau panourilor pe clase de conţinut, se determină cu toată atenţia coordonatele punctului de convergenţă (C), adică conţinutul c_0 şi tonajul T_0.

Se ridică în punctul T_2 o paralelă la axa ordonatelor şi se marchează valoarea conţinutului mediu al tonajului rezervelor de minereu. Se uneşte acest punct cu punctul de convergenţă C şi se obţine dreapta de corelaţie între diferitele conţinuturi medii şi tonajele de rezerve respective. Unind punctul T_2 de pe axa absciselor cu punctul de convergenţă se obţine dreapta de corelaţie dintre conţinuturile limită şi tonajele rezervelor de minereu respective.

b. În cazul zăcămintelor fără limite nete, cînd nu se poate rezolva cu uşurinţă problema geometrică, pentru stabilirea coordonatelor punctului de convergenţă C se procedează la fel ca şi în cazul precendent.

Se efectuează un calcul de rezervă după normele uzuale, utilîzînd pentru conturare un conţinut limită c_{l1}. Va rezulta un tonaj de minereu T_1, cu un conţinut mediu c_{m1},

În dreptul abscisei cu valoarea T_1 se stabilesc, în funcţie de valorile numerice respective, punctele c_{m1} şi c_{l1}. Se unesc apoi aceste puncte cu punctul de convergenţă, prelungind dreptele respective spre domeniul lui T crescător, pînă la valori care se consideră că vor fi utile scopului urmărit, adică pînă la valori ale conţinutului mediu inferioare limitei de exploatabilitate a metalului respectiv (uzuală sau apreciată).

Notă. Ori de cîte ori sîntem în posesia valorii varianţei (trebuie să se ţină seamă dacă este vorba de varianţa probelor în zăcămînt sau în panou, sau în sfîrşit a conţinuturilor medii pe panouri în zăcămînt şi se aplică teorema cunoscută a lui Krige a aditivităţii varianţelor), există posibilitatea de a controla oarecum valoarea ordonatei punctului de convergenţă, ţinînd cont de relaţia:

$$c_0 = \overline{X} + 1{,}3\ \sigma.$$

Această relaţie exprimă faptul că probele cu conţinut mare, dar care se pot lua în considerare în mod justificat, se grupează în jurul piciorului pantei curbei de frecvenţă a probelor (clopotul lui Gauss) dinspre valorile mari ale conţinuturilor. Această verificare apare utilă în toate cazurile.

Concluzii

Demonstraţia teoretică a unei legi naturale a distribuţiei mineralizaţiei, adică a distribuţiei conţinuturilor de metale în zăcăminte, necesită suportul şi confirmarea verificării prin practică.

Pornind de la ideea că rezolvarea problemelor principale pe care le ridică exploatarea şi valorificarea raţională a zăcămintelor trebuie să se fundamenteze pe o cunoaştere ştiinţifică corectă şi detaliată a obiectelor respective, a fost aprofundat studiul corelaţiei dintre mărimile caracteristice principale: tonaj de minereu, conţinut mediu şi rezervă de metal, denumită prescurtat corelaţia T — C — M.

La îndemîna unui material documentar mai extins, a devenit posibil să se încerce o generalizare a anumitelor concluzii. Cele mai importante rezultate ale studiilor precendente — privite evident numai din punctul de vedere al posibilităţii descrierii bazei materiale — sînt concretizate în curbele de corelaţie între conţinuturile de metal şi rezervele de minereu.

Pornind de la observaţia că forma acestor curbe este exponenţială sau hiperbolică, s-a utilizat o reprezentare grafică în coordonate semilogaritmice.

Caracterul legic al distribuţiei metalelor în zăcăminte a fost verificat; în toate cazurile relaţia dintre conţinutul mediu, respectiv conţinutul limită (de conturare a corpurilor) ca

mărimi variabile pe de o parte și rezervele respective de minereu pe de altă parte, se poate reprezenta liniar în sistemul de coordonate ales.

Acest rezultat are importață fundamentală, atît din punct de vedere teoretic, cît și din punct de vedere practic.

A. Teoretic, se confirmă existența unei legi unice de distribuție, indiferent de natura metalului sau de tipul genetic al zăcămîntului care se studiază. Fără să considerăm că numărul exemplelor prelucrate pînă în prezent ar fi suficient de mare, deci subliniind necesitatea de a se extinde asemenea studii în viitor, diagramele de corelație obținute reflectă cu claritate existența unei legi intrinsece de distribuție și permit să se găsească cu ușurință expresia analitică a corelației respective.

Ca formă generală, relațiile analitice stabilite sînt asemănătoare cu relația dată de către S. G. Lasky, citat după Routhier [5], pentru a descrie variația conținuturilor medii ale zăcămintelor cuprifere de tipul „porphyry copper ores" din S.U.A. Totuși ele se deosebesc fiind mai generale și — mai ales — se evidențiază în mod explicit dependența față de dispersia conținuturilor (σ), care este factorul determinant în ceea ce privește descrierea distribuției mineralizației, precum și dependența față de conținutul limită — factor important pentru definirea zăcămîntului.

Au fost analizați factorii K, pe care Lasky i-a considerat constanți, arătînd semnificația lor fizică. A apărut necesară introducerea noțiunii de convergență a conținuturilor limită și medii, prin intermediul căreia se obține o măsură pentru corelația dintre cele două conținuturi.

Forma corelației apare independentă de forma distribuției conținuturilor, deoarece aceasta nu modifică în nici un fel diagramele de corelație.

B. Practic, pentru reprezentarea corelației dintre rezervele de minereu, conținuturile medii și limită, precum și rezervele de metal (corelația denumită prescurtat T — C — M), este suficient să dispunem de un singur calcul de rezerve, întocmit corect într-o singură variantă de conținut limită. Toate celelalte variante posibile sînt astfel determinate.

Această metodă de lucru, care permite să se evite calculele foarte laborioase ale diferitelor variante de rezerve, oferă avantaje practice însemnate.

După o nouă perioadă de prelucrare statistică a informațiilor despre zăcăminte, apreciem că valorile numerice ale parametrilor σ, k și δ vor fi suficient de bine cunoscute și studiate, pentru ca admițînd — prin similitudine — anumite valori, să fie posibilă descrierea mineralizației în anumite faze de studiu inițiale, cînd lipsesc de regulă informații suficiente.

Încadrarea exemplelor practice într-o schemă atît de simplă constituie un element care contribuie nu numai la extinderea utilizării metodelor matematice de studiu a zăcămintelor, dar mai ales la dezvoltarea convingerii în potențialul metodelor mai generale de studiu, fundamentate pe legitățile distribuției metalelor în zăcăminte.

C. Aplicativ, corelația T — C — M prezintă o importanță fundamentală pentru rezolvarea problemelor de exploatare și valorificare rațională a resurselor de bogății minerale.

Rezultatele obținute permit:

— o simplificare considerabilă a studiilor tehnico-economice pentru determinarea condițiilor industriale de etapă și finale, la fiecare zăcămînt în parte;

— o simplificare a operațiilor de evaluare economică a zăcămintelor, prin ușurința cu care se pot determina variantele tonajului de rezerve de minereu și de metal.

În concluzie, corelația studiată constituie o bază științifică și o metodă expeditivă și comodă din punct de vedere aplicativ, a cărei precizie este de același ordin de mărime cu a calculelor de rezerve obișnuite. Ea permite o analiză cifrică a cantității rezervelor unui zăcămînt și oferă totodată posibilitatea de a obține imediat rezultatul unor operații de selecție interioară (intraconturală) sau de extindere a limitelor unui zăcămînt.

Diagramele de corelație oferă de asemenea o cale de studiu mai aprofundată a influenței intensității mineralizației și o apropiere treptată de forma legii intrinsece unice, care se poate intui.

În acest fel, s-a făcut o încercare de a aduce o contribuție modestă la fundamentarea teoretică și la înzestrarea geologiei economice propriu-zise.

BIBLIOGRAFIE

[1] Lasky, S. G. *How tonnage and grade relations can help predict ore reserves.* Engineering and Mining Journal, aprilie, 1950.

[2] Matheron, G. *Application des méthodes statistiques a l'évaluation des gisements.* Annales des Mines, decembrie, 1955.

[3] Mihailovici, N., Doxănescu, C. și Pascal, R. *Conturarea și evaluarea zăcămintelor de minereuri* Revista Minelor, nr. 5—6, 1964.

[4] Pomeranțev, V. V. *Oțenka rudnih mestorojdenii țvetnih i ciornih metallov.* Gosgortehizdat, Moskva, 1961.

[5] Routhier, P. *Les gisements métalliferes,* 2 volume, Ed. Masson, Paris, 1963.

[6] Zdorov, V. M. *Problema stabilirii confinutului minim exploatabil* (traducere din limba rusă) TNIGRI, Moscova 1958.

[7] *** *Studii pentru determinarea condițiilor industriale ale zăcămintelor.* Arhiva IPROMIN 1963—1964.

Note

Încercări în faza industrială pentru găsirea unor spumanți fabricați în țară, înlocuitori ai uleiului de metil greu

Ing. *M. MARTINOV*

O dată cu creșterea capacității și numărului instalațiilor de flotație în țara noastră, cercetările pentru diferiți reactivi, și în special spumanți, au sporit și ele. Punîndu-se problema spumanților necesari, s-a adoptat soluția folosirii uleiului de metil greu rezultat din distilarea uscată a lemnului de fag. Folosirea uleiului de metil greu ca reactiv spumant a permis obținerea unor indici tehnologici la flotație satisfăcători.

Avîntul pe care l-a luat dezvoltarea ramurii miniere în țara noastră a atras după sine intrarea în funcțiune a unui număr de uzine de preparare cu capacități mari. Ca atare cererile de reactivi pentru flotații au crescut peste posibilitățile de livrare ale distilăriilor chimice de lemn furnizoare ale uleiului de metil greu.

În scopul rezolvării acestei probleme s-au efectuat cercetări și acțiuni pentru a găsi înlocuitori ai uleiului de metil greu.

Atenția a fost îndreptată către diferite resurse ca : produse de distilarea lemnului obținute în mod curent în prezent, dar încă nevalorificate ca reactivi de flotație ; produse de cocserie sau alte poduse ca reziduuri de la saponificarea grăsimilor și uleiurilor vegetale și animale.

La uzina de preparare a minereurilor Gurabarza au fost executate numeroase încercări în acest sens.

Uleiul de gudron a fost unul din primele produse cercetate. El este un produs de distilare chimică a lemnului de fag, care din cauza viscozității nu a fost utilizat ca agent spumant. Folosindu-l ca spumant, cu toată viscozitatea sa mare, s-a reușit să se obțină indici tehnologici de preparare cel puțin la nivelul celor obținuți înainte cu uleiul de metil greu.

Caracteristicile acestui produs, proveniența sa și prețul unitar informativ sînt arătate în tabela 1. Condițiile de lucru realizate în perioada încercărilor și consumurile specifice de reactivi sînt indicate în tabela 2, alături de indicii tehnologici de preparare.

Un alt produs încercat în cadrul aceleiași uzine sînt *reziduurile crezilice* livrate de către distilarea de gudroane a combinatului siderurgic Hunedoara. În tabelele 1 și 2 sînt redate caracteristicile fizico-chimice ale produsului amintit

Tabela 1

Caracteristicile fizico-chimice ale produselor cercetate

Denumirea produsului	Proveniența	Caracteristici fizico-chimice						Preț unitar informativ, lei/kg
		Greutatea specifică, g/cm³	Viscozitate, °E	Tensiune superficială, dyne/cm	Indice de refracție	Conținut de fenoli	Indice de oxiditate mg KO_4/g	
Ulei de gudron	Distileria de lemn chimică nr. 1 Reșița	1,057	18,7	40,23	—	—	—	2,20
Reziduuri crezilice	Distileria de gudroane C.S.H. (Hunedoara)	1,051	1,42	48,26	1,526	—	—	0,85
Progalan	I.I.S. Stela, București	1,026	1,61	41,30	1,677	—	2,5	2,50
Creozot total	Distileria de gudroane C.S.H. (Hunedoara)	1,081	1,65	44,40	1,661	2,2	—	0,85
Reziduuri fenolice	Distleria din Bocșa Vasiova (Reșița)	1,106	2,96 (la 100°C)	32,00	1,675	11,8	—	2,20
Amestec 2 : 1 creozot și reziduuri	—	1,089	2,05 (la 50°C)	40,2	1,675	6,8	—	1,30
Spumantol	Distileria chimică de lemn nr. 2 Făget Marginea	1,050	1,323	44,7	1,588	40,05	99,15	2,50
Flotanol tip F	Import din R.F.G.	0,960	2,18	37,30	1,432	—	—	12,00

Tabela 2

Date tehnologice obținute la folosirea produselor cercetate

Denumirea produsului	Perioada încercării	Condiții de lucru		Consum de reactivi, g/t		Indici tehnologici			Costul reactivilor, lei pe tona de minereu prelucrat
		greutatea specifică a tulburelii, g/l	material sub 0,075 mm, %	spumant	colector (xantat etilic)	extracție în greutate, %	extracție în metal marfă, %	îmbogățirea în aur	
Ulei de gudron	20—27 V 1963	1 194	63,8	80	99	4,40	84,84	19,1	1,00
Reziduuri crezilice	29 V 1963	1 201	64,6	673	91,5	4,93	92,5	18,5	1,33
Progalan	18 VI—6 VII 1963	1 201	64,88	131,9	107,2	3,609	73,50	20,36	1,22
Amestec creozot total și reziduuri fenolice (2 : 1)	24 VII—7 VIII 1963	1 202	67,39	174	81,7	3,85	76,30	21,12	0,90
Spumantol	1—10 XI 1963	1 200	59,67	123	73	4,38	84,1	19,2	0,91
Flotanol tip F	1—10 XI 1963	1 199	60,83	21	73	4,32	83,1	19,2	0,86

mai sus, cît și celelalte date enumerate în cazul precedent.

Ulterior s-au efectuat încercări de preparare cu un produs livrat de I.I.S. „Stela-București" denumit progalan. Acest produs este un reziduu de la saponificarea materiilor grase, care se realizează în fluxul tehnologic din întreprinderea respectivă. Ca și în cazurile precedente, în tabelele 1 și 2 sînt redate aceleași date privind acest produs.

O altă încercare a fost efectuată cu un *amestec* obținut *din creozot total*, livrat de distileria de gudronare a combinatului siderurgic Hunedoara și *reziduuri fenolice* livrate din stocul existent și nevalorificat de la distileria din Bocșa — Vasiova. Amestecul folosit a fost alcătuit din două părți în volum de creozot total și o parte de reziduuri fenolice. În timp ce cu asemenea amestec rezultatele de preparare sînt demne de a fi luate în considerare, cele două produse luate în parte nu dau nici un rezultat, fie el cît de slab. Creozotul, cu toate viscozitatea sa mică și tensiunea sa superficială potrivită, nu produce spumă.

Reziduurile fenolice, ca urmare a viscozității lor mari, nu pot fi dozate și nu se dispersează în tulbureala tratată în mașina de flotație. Datele privind caracteristicile fizico-chimice ale produselor în cauză, luate în parte, cît și a amestecului format sînt redate în tabela 1. Rezultatele de preparare obținute sînt redate în tabela 2, alături de condițiile de lucru și consumurile specifice realizate.

Un alt produs din țară — *spumantol* — livrat de către distileria chimică de lemn nr. 2 din Marginea Făget a format obiectul unor încercări care s-au încheiat cu rezultate mulțumitoare. Ca și în cazurile anterioare, caracteristicile fizico-chimice și rezultatele încercărilor au fost indicate în tabelele 1 și 2.

În tabelele 1 și 2 au fost trecute, de asemenea, și o serie de date referitoare la un produs de import, *flotanol tip F*, în scopul de a oferi, prin aceasta, un termen de comparație între rezultatele tehnologice obținute și însușirile fizico-chimice ale produselor din țară față de un produs a cărui calitate pare a nu fi contestată.

În ce privește însușirile fizico-chimice ale produselor, acestea sînt edificatoare, iar în privința rezultatelor de preparare obținute se pot constata următoarele:

— extracția în greutate maximă a fost obținută la folosirea reziduurilor crezilice; rezultate mai slabe s-au obținut cu uleiul de gudron, iar extracția minimă s-a obținut cu progalan;

— extracția în metal (marfă) cea mai mare s-a obținut cu reziduurile crezilice; rezultate mai slabe s-au obținut cu uleiul de gudron și apoi spumantol. Rezultatul minim s-a obținut cu progalan;

— îmbogățirea cea mai mare în metal s-a obținut cu amestecul de creozot total și reziduuri fenolice, iar rezultate ceva mai slabe cu progalan. Rezultatele minime s-au obținut cu reziduuri crezilice.

Luînd în considerare indicii tehnologici de preparare și îndeosebi extracția în metal, produsele cele mai avantajoase par a fi reziduurile crezilice, urmate de uleiul de gudron și apoi de spumantol, amestecul de creozot total și reziduuri fenolice și, în sfîrșit, progalan. O asemenea clasificare nu este însă cea mai judicioasă, întrucît , spre exemplu, cu reziduurile crezilice, îmbogățirea realizată este mai slabă, iar consumul specific realizat este mare. Celelalte produse prezintă la rîndul lor atît avantaje cît și dezavantaje. Trebuie reținut faptul că dacă rezultatele obținute la folosirea progalanului nu sînt în prima fază la nivelul celorlalte rezultate obținute, nu înseamnă că acest produs să nu mai fie folosit sau să nu mai facă obiectul unor cercetări viitoare. Acest produs are o calitate deosebită — lipsa fenolilor, ceea ce prezintă un avantaj în ce privește realizarea condițiilor cerute apelor industriale uzate evacuate de instalațiile de flotație.

Încercările efectuate arată că între produsele din țară se pot găsi reactivi de flotație spumanți; este necesară însă continuarea cercetărilor, atît în vederea stabilirii rețetei optime de dozare a reactivilor în procesul de flotație, cît și în direcția obținerii unor produse cu însușiri

fizico-chimice avantajoase pentru procesul de flotaţie.

În ceea ce priveşte aspectul economic, costul reactivilor în cazul folosirii amestecului de creozot total şi reziduuri fenolice este cel mai avantajos. Dacă se consideră cheltuielile raportate la aurul extras, reactivii cei mai avantajoşi par a fi reziduurile crezilice urmate de spumantol. Avantajul amestecului de creozot total şi reziduuri fenolice este depăşit de spumantol, cînd trebuie să apreciem eficacitatea tehnico-economică în lumina celui de-al treilea indice amintit mai sus.

Cercetările întreprinse ne-au indicat posibilitatea înlocuirii uleiului de metil greu deficitar; acestea nu trebuie însă considerate ca încheiate definitiv, fiind necesară continuarea lor de către institute care dispun de mijloace corespunzătoare.

Concluzii

— Unele substanţe chimice produse în ţară pot servi ca spumanţi de flotaţie în prepararea minereurilor auro-argentifere piritoase.

— Aprecierea rezultatelor obţinute în cazul folosirii a cinci asemenea substanţe s-a făcut din mai multe puncte de vedere. Alegerea unui produs cu cele mai bune rezultate este îngreuiată de diferenţele ce se constată la analizarea indicilor tehnico-economici.

— Comparaţia dintre produsele cercetate şi uleiul de metil greu nu a mai fost cu putinţă din lipsa acestuia din urmă. Datele tehnice anterioare nu au fost luate în considerare, condiţiile de lucru şi calitatea materialului de alimentare nefiind comparabile. În schimb s-a făcut comparaţia cu flotanolul tip F.

— Rezultatele obţinute sînt promiţătoare dar nu şi satisfăcătoare, fiind necesară continuarea cercetărilor în condiţii tehnice mai perfecte.

— Cercetările de viitor trebuie orientate spre surse de aprovizionare capabile să satisfacă cererile crescînde de spumanţi. Se apreciază că astfel de surse sînt distileriile de gudroane de cocserie, rafinăriile de produse petrolifere etc.

BIBLIOGRAFIE

[1] Polkin, S. I. *Prepararea minereurilor.* Ed. tehnică Bucureşti, 1956.

[2] *** *Manualul inginerului de mine Vol. VI.* Ed. tehnică, Bucureşti, 1956.

[3] Sagradian, O. L. *Controlul procesului tehnologic în instalaţiile de flotaţie* (traducere din limba rusă). I.D.T., Bucureşti, 1956.

Experimentarea unei noi variante de pregătire la aplicarea metodei de exploatare cu galerii de suborizont

Ing. *T. NIŢESCU*

Prin aplicarea unor metode de exploatare de mare productivitate la E. M. Ghelar s-a putut stabili, atît domeniul de aplicabilitate pentru fiecare metodă de exploatare în parte, cît şi posibilitatea experimentării unor noi variante de exploatare. Din constatările tehnico-economice ale acestora a rezultat că metoda

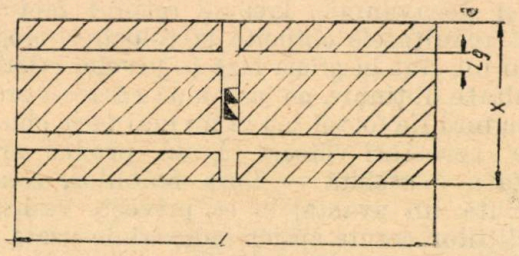


Fig. 1. Pregătirea unui suborizont cu două galerii direcţionale paralele.

de exploatare cu galerii de suborizont este sensibil inferioară metodei de exploatare cu înmagazinarea minereului în spaţiul exploatat, datorită volumului mare de lucrări miniere de pregătire şi indicatorilor inferiori acestor lucrări. Faţă de rezultatele din practica mondială, s-a impus cercetarea unor noi variante de pregătire care să asigure superioritatea metodei de exploatare cu galerii de suborizont.

Modificarea scheletului lucrărilor de pregătire, în sensul reducerii volumului acestora, este posibilă numai la nivelele suborizonturilor, deoarece pregătirea de la baza suborizonturilor este destul de redusă prin însăşi inexistenţa suborizontului de sfărîmare.

Avîndu-se în vedere că lungimea maximă de perforare cu tije monobloc este de 3,5 m, s-a studiat şi pregătirea fiecărui suborizont cu două galerii direcţionale paralele şi rectilinii (fig. 1), faţă de pregătirea cu o galerie direcţională centrală şi galerii transversale (fig. 2).

Domeniul de aplicabilitate

Pentru stabilirea domeniului de aplicabilitate se va avea în vedere, atît eficacitatea economică, cît şi posibilităţile de perforare cu utilajul existent.

1. *Domeniul economic.* Vechea variantă de pregătire a unui suborizont constă dintr-o galerie direcţională executată aproximativ pe mijlocul zăcămîntului şi din galerii transversale

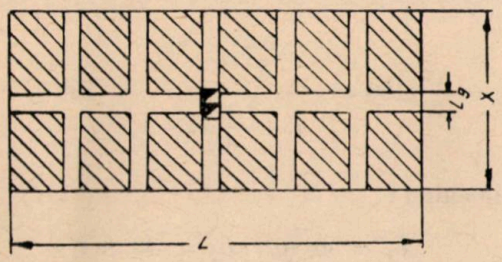


Fig. 2. Pregătirea unui suborizont cu o galerie direcţională şi mai multe galerii transversale.

săpate la distanţe de 5—6 m de ambele părţi ale galeriei direcţionale (fig. 2).

Notînd cu :

V_1 — lungimea lucrărilor de pregătire dintr-un suborizont de la varianta veche, m ;

V_2 — lungimea lucrărilor de pregătire dintr-un suborizont de la varianta nouă, m ;

x — grosimea zăcămîntului, m ;

L — lungimea panoului de exploatare, m ;

L_g — lăţimea unei galerii, m ;

vom avea :

$$V_1 = L + \frac{L}{6}(x - L_g), \qquad (1)$$

$$V_2 = 2L + x - 2L_g \qquad (2)$$

şi de asemenea :

$$V_1 - V_2 = L + \frac{L}{6}(x - L_g) - (2L + x - 2L_g). \qquad (3)$$

Cum : $L_g = 2{,}5$ m,

$$V_1 - V_2 = \frac{x(L-6) - 8{,}5L + 30}{6}. \qquad (4)$$

Pentru ca noua variantă să fie mai economică este necesar ca :

$$V_1 > V_2 \text{ sau}$$

$$V_1 - V_2 > 0. \qquad (5)$$

Considerînd că L lungimea panoului este constantă, grosimea de zăcămînt pentru care varianta cu galerii paralele este mai economică este dată de relaţia :

$$V_1 - V_2 = \frac{N}{n} = \frac{x(L-6) - 8{,}5L + 30}{6} > 0. \qquad (6)$$

Să găsim soluţia pentru care numărătorul relaţiei se anulează :

$$x(L-6) - 8{,}5L + 30 = 0,$$

unde :

$$x = \frac{8{,}5L - 30}{L - 6}.$$

Discuţia inegalităţii (6) se poate sintetiza în următorul tabel :

$x - \infty$		$\frac{8{,}5L-30}{L-6}$		$+\infty$
N	$- - - - - - - -$	0	$+ + + + + + + +$	
n	$+ + + + + + +$		$+ + + + + + + +$	
$\frac{N}{n}$	$- - - - - - -$		$+ + + + + + + +$	

Pentru ca inegalitatea (6) să fie respectată, este necesar şi suficient ca :

$$x > \frac{8{,}5L - 30}{L - 6},$$

adică volumul lucrărilor de pregătire a suborizontului de la varianta cu galerii paralele devine mai mic decît al vechii variante de îndată ce grosimea zăcămîntului este mai mare ca :

$$\frac{8{,}5L - 30}{L - 6}.$$

2. *Posibilităţile de perforare.* Pentru simplificare, anterior s-a presupus că lungimea panoului este constantă. În realitate aceasta variază de la 30 la 50 m, în funcţie de grosimea zăcămîntului, încît produsul lor să nu depăşească

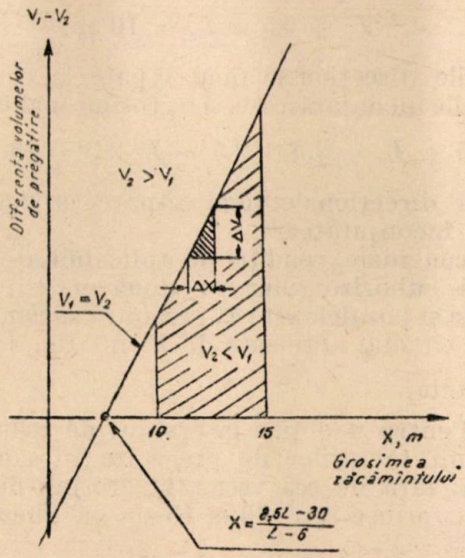


Fig. 3. Graficul dependenţei funcţionale dintre x şi $V_1 - V_2$.

450—500 m². (Dependenţa funcţională dintre cele două mărimi este redată de curba din figura 3. Pentru a se evita surparea nedirijată a tavanelor, dimensiunile blocurilor de exploatare

trebuie să aibă valorile coordonatelor punctelor din partea stîngă a curbei).

În situația cînd lungimea zăcămîntului are valori cuprinse între 30 și 50 m, grosimea minimă a zăcămîntului pentru care cele două va-

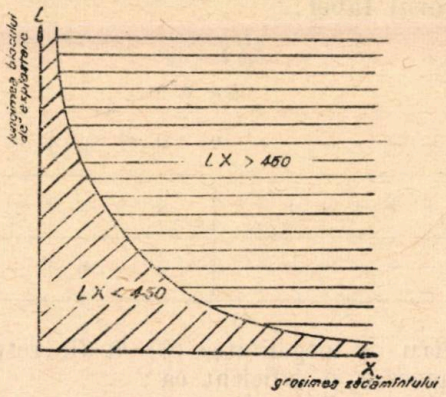


Fig. 4. Curba rezistenței plafoanelor camerelor de exploatare.

riante au volum de pregătire identic variază între 8,4 și 9 m.

Dacă se ia în considerare grosimea zăcămîntului de 8,4—9 m se constată că perforatoarele CP—23 și CP—29 nu sînt folosite la capacitatea lor normală în cazul variantei de pregătire cu două galerii direcționale paralele pentru folosirea lungimii maxime de perforare care este de 3,2—3,5 m, sau de 2,5 m lungime redusă la orizontală (în primul caz fiind vorba de lungimea maximă a găurilor dispuse în evantaiul planului vertical de perforare).

Luîndu-se în considerare posibilitatea de perforare, zăcămîntul va avea grosimea minimă de :

$$L_g + 2{,}5 + L_g = 10 \text{ m},$$

galeriile direcționale fiind săpate la contactul cu rocile înconjurătoare, și o grosime maximă de :

$$2{,}5 + L_g + 2{,}5 + 2{,}5 + L_g\, 2{,}5 = 15 \text{ m},$$

galerii direcționale fiind săpate la 2,5 m de rocile înconjurătoare.

În concluzie, condiția de aplicabilitate a pregătirii suborizontului cu două galerii direcționale și paralele este ca grosimea zăcămîntului să fie cît mai apropiată de 15 m (fig. 4).

Avantaje

1. Pentru a obține intervalul de reducere a lungimii lucrărilor de pregătire în noua variantă, față de cea veche, la grosimi de zăcămînt cuprinse între 10 și 15 m, să diferențiem ecuația (4) :

$$\Delta V = \frac{\Delta x\,(L-6)}{6}. \qquad (7)$$

Relația (7) reprezintă creșterea lungimii lucrărilor de pregătire a suborizonturilor de la vechea variantă față de varianta cu două galerii direcționale paralele, pentru o anumită creștere (Δx) a grosimii zăcămîntului.

Împărțind relația (7) prin relația (1) și înmulțind cu 100 se obține relația de reducere a lungimii lucrărilor de pregătire a suborizontului :

$$P_r = \frac{\Delta V}{V_1}\cdot 100 = \frac{\frac{\Delta x}{6}(L-6)}{L + \frac{L}{6}(x - L_g)}\cdot 100\% \qquad (8)$$

și înlocuind :

$$L_1 = 50 \text{ m}\,;\; L_2 = 30 \text{ m}\,;$$

$$x_1 = 10 \text{ m}\,;\; x_2 = 15 \text{ m}\,;$$

$$\Delta x_1 = 10-9 = 1 \text{ m}\,;\; \Delta x_2 = 15-8{,}4 = 6{,}6 \text{ m}$$

$$L_g = 2{,}5 \text{ m},$$

rezultă o reducere de 6—27%. Cum lungimea lucrărilor de pregătire a suborizonturilor este de 75—78% din lungimea totală de pregătire a unui bloc de exploatare, prin aplicarea variantei cu două galerii direcționale paralele la grosimi de zăcămînt de 10—15 m se obține în final o reducere a lungimii totale de pregătire de 5—20%.

2. Noua variantă creează posibilități largi de mecanizarea evacuării materialului rezultat din săparea lucrărilor de pregătire dintr-un suborizont, deoarece galeriile direcționale sînt aproximativ rectilinii.

3. Eliminarea galeriilor transversale duce la suprimarea intersecțiilor care trebuie să fie susținute, conform art. 297 din N.T.S. — contribuind la reducerea consumului de lemn de mină.

4. Eliminarea transportului prin curbe a minereului rezultat din săparea galeriilor transversale și eliminarea macazelor de deviere, împreună cu avantajul de la punctul 3, au contribuit la creșterea productivității muncii la săpare cu 15—20%.

5. Datorită faptului că planele verticale de perforare au un singur ax comun, negabaritele rezultate din nesfărîmarea zonelor verticale de minereu de la intersecțiile galeriei direcționale cu galeriile transversale sînt excluse.

Această situație este reflectată de micșorarea proporției de negabarite din masa minieră împușcată fără a se mări consumurile specifice de exploziv, fapt care a determinat ca productivitatea muncii medie la abatare să crească de la 8 la 9,5 t/post.

Varianta de pregătire cu două galerii direcționale paralele, prin cumularea acestor avantaje, a contribuit și ea ca prețul de cost al minereului rezultat prin aplicarea metodei de exploatare cu galerii de suborizont să fie mai mic decît al metodei de exploatare cu înmagazinarea minereului în spațiul exploatat.

Dezavantaje

Varianta cu două galerii direcţionale paralele nu creează posibilitatea unei cercetări a contactelor zăcămîntului cu rocile înconjurătoare.

Concluzii

Avantajele prezentate mai sus duc la afirmaţia că la grosimi de zăcămînt apropiate de 15 m, unde se aplică metoda de exploatare cu galerii de suborizonturi şi unde perforarea găurilor se face cu perforatoare CP—23 şi CP—29, se recomandă pregătirea fiecărui suborizont cu două galerii direcţionale şi paralele.

Dacă prin înlocuirea tuturor galeriilor transversale cu o a doua galerie direcţională, indicatorii lucrărilor de pregătire s-au îmbunătăţit în mod evident, pregătirea unui suborizont cu o singură galerie direcţională, care va constitui etapa urmatoare (fapt ce va fi posibil de realizat o dată cu introducerea utilajului de perforare pentru găuri de mină lungi), va confirma şi mai mult superioritatea metodei de exploatare cu galerii de suborizont.

Din activitatea Ministerului Minelor şi Energiei Electrice

Colegiul Ministerului Minelor şi Energiei Electrice cu privire la orientarea conţinutului, planurilor tematice şi îmbunătăţirii activităţii revistelor de specialitate editate de M.M.E.E.

La 30 aprilie 1965 a avut loc Colegiul Ministerului Minelor şi Energiei Electrice în care s-au examinat activitatea şi orientarea conţinutului revistelor de specialitate editate de minister în cursul anilor 1963—1964, precum şi planurile lor tematice pe anul 1965.

Hotărîrea Colegiului M.M.E.E. cu privire la aceste probleme, aprobată de tovarăşul ministru al minelor şi energiei electrice, ing. Bujor Almăşan, prin ordinul nr. 452/1965, cuprinde următoarele puncte mai importante :

— în anii 1963 — 1964 publicaţiile tehnice de specialitate editate de M.M.E.E. : Revista Minelor şi revista Energetica şi-au îmbunătăţit în mod substanţial activitatea, orientarea principală a materialelor publicate fiind dirijată asupra sarcinilor care decurg din Directivele celui de-al IX-lea Congres al P.C.R. şi din Hotărîrea Comitetului Central al P.C.R. şi Guvernului R.P.R. privind introducerea tehnicii noi, ţinîndu-se seama de planurile tehnice şi de îndrumările conducerii M.M.E.E., precum şi de recomandările Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor, făcute în cadrul unor analize ale activităţii revistelor ;

— prin tratarea problemelor pe baza tehnicii înaintate şi a rezultatelor cercetărilor şi a experienţei din ţară şi din străinătate, cele două reviste şi-au îndeplinit în mare măsură menirea de a promova un schimb eficient de experienţă între cadrele tehnice ale M.M.E.E. şi de a contribui la ridicarea nivelului tehnic al acestor cadre ;

— structura materialelor publicate în cele două reviste în perioada analizată denotă o preocupare din ce în ce mai pronunţată pentru publicarea de materiale privind problemele actuale ale producţiei ;

— cu toate îmbunătăţirile şi progresele realizate, care permit ca în ansamblu rezultatele să fie apreciate ca pozitive, în activitatea revistelor mai există unele lipsuri în ceea ce priveşte cuprinderea proporţională a problemelor diferitelor sectoare de specialitate, în special a celor din exploatare şi preocuparea insuficientă şi nesistematică de tehnica securităţii şi protecţia muncii.

Pentru viitor va trebui ca materialele publicate în reviste să fie grupate pe rubrici de specialitate, astfel ca ele să reflecte multilateral problemele fiecărui sector, dînd în mod deosebit atenţie rubricilor cu caracter permanent : protecţia muncii şi tehnica securităţii, informaţii tehnice din ţară şi din străinătate, cronica activităţii ministerului.

Totodată, prin ordinul nr. 452/1965 se aprobă şi tematica Revistei Minelor publicată în numărul de faţă al revistei.

Prin ordinul nr. 453/1965 tovarăşul ing. Bujor Almăşan, ministrul minelor şi energiei electrice, a numit Comitetul de redacţie care urmează să traducă în realitate sarcinile prevăzute în hotărîrea Colegiului M.M.E.E. din 30 aprilie 1965.

Componenţa Comitetului de redacţie al Revistei Minelor este următoarea :

Redactor responsabil — conf. ing. Lubenescu Dan, directorul direcţiei dezvoltării ramurii din D.G.M. — M.M.E.E.

Redactor responsabil adjunct — ing. Birsan Traian, director adjunct al direcţiei tehnice a M.M.E.E.

Membrii :

Ing. Anton Petre, şeful sectorului tehnologii noi — ICEMIN.

Ing. Băltăreţu Raul, şef de secţie la Staţia de cercetări pentru securitatea minieră — Petroşeni.

Ing. Gurău Andrei, inginer principal la Oficiul geologic din M.M.E.E.

Prof. dr. ing. Huber Panu I., membru corespondent al Academiei R. P. R., profesor la Institutul de petrol, gaze şi geologie.

Ing. Miliţescu Eracle, directorul direcţiei tehnice din M.M.E.E.

Ing. Moghioroş Emeric, şef de exploatare la E.D.M.N din C.C.V.J.

Ing. Neagu Florea, directorul IPROMIN.

Conf. ing. Popa Aron, rectorul Institutului de mine din Petroşeni.

Ing. Popescu F. Gabriel, inginer şef al E. M. Şuior — T. M. Baia Mare.

Ing. Scripăţ Vasile, directorul ICEMIN.

Ing. Şoncodi Coriolan, şeful serviciului mecano-energetic la direcţia tehnică M.M.E.E.

Ing. Valvaric Nicolae, şeful serviciului tehnic la T.M. Oltenia

Tematica Revistei Minelor pe anul 1965

1. *GEOLOGIE*

— Metode moderne de prospecțiuni și explorări și modul lor de aplicare în condițiile zăcămintelor noastre.
— Îmbunătățirile aduse tehnologiei forajelor de explorare din subteran și de la suprafață.
— Condiții industriale ale zăcămintelor de substanțe minerale utile.
— Problemele geologice legate de valorificarea superioară a substanțelor minerale utile, în special a celor nemetalifere.
— Metode de stabilire a eficienței lucrărilor geologice

2. *PERFORARE, ÎMPUȘCARE ȘI SĂPARE*

— Raționalizarea și perfecționarea lucrărilor de perforare împușcare.
— Căile și eficiența economică a sporirii vitezelor de săpare a lucrărilor miniere.
— Perfecționarea tehnologiei de folosire a explozivului AM-1.
— Realizările recomandabile în domeniul lucrărilor miniere subterane din țară și din străinătate.

3. *METODE DE EXPLOATARE*

— Rezultatele introducerii și extinderii metodelor de exploatare de mare productivitate.
— Căile și eficiența economică a sporirii vitezelor de avansare a abatajelor.
— Căile și eficiența economică a modernizării rambleierii în minele metalifere.
— Perfecționări și rezultate economice obținute la exploatările în carieră a zăcămintelor de lignit și de substanțe nemetalifere.
— Perfecționarea metodelor de exploatare a stratelor groase de cărbuni din Valea Jiului.

4. *SUSȚINERE*

— Susținerea metalică în abatajele minelor de cărbuni și eficiența lor economică.
— Metode noi de susținere a lucrărilor miniere cu înlocuitori ai lemnului și eficiența lor economică.
— Rezultatele obținute la mecanizarea susținerii cu beton.
— Căile de perfecționare a dirijării presiunii în minele de cărbuni și minereuri.

5. *MECANIZARE ȘI AUTOMATIZARE*

— Progrese și eficiența economică a mecanizării lucrărilor miniere.
— Procedee de mecanizare a tăierii cărbunelui.
— Automatizarea instalațiilor și a proceselor de producție în industria minieră și eficiența ei economică.
— Noi utilaje miniere, domeniul lor de folosire, avantaje tehnico-economice.
— Progrese realizate în construcția utilajelor miniere în țară și în străinătate.

6. *PREPARARE*

— Căile și eficiența tehnico-economică a perfecționării fluxurilor tehnologice de preparare.
— Căile și eficiența tehnico-economică a tehnologiilor de preparare de substanțe minerale utile și în special a celor nemetalifere.
— Căile și eficiența tehnico-economică a valorificării complexe a minereurilor și produselor miniere.
— Noi reactivi de preparare și eficiența lor economică.
— Rezultatele obținute în problema epurării fizico-chimice a apelor reziduale și a valorificării sterilelor de la uzinele de preparare.

7. *PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII*

— Utilaje și aparataje în construcție antigrizutoasă realizate în țară și în străinătate.
— Rezultate obținute în problema drenării metanului.
— Aspecte de tehnica securității la metodele de exploatare de mare productivitate.
— Căile de prevenire și combatere a cauzelor de accidentare și îmbolnăviri profesionale în industria minieră.
— Aspecte de tehnica securității și protecția muncii legate de mecanizarea intensivă și de electrificarea minelor.

8. *PREGĂTIREA PROFESIONALĂ*

— Rolul și funcția cadrelor tehnice superioare în exploatările miniere.
— Probleme legate de îmbunătățirea pregătirii profesionale a cadrelor tehnice miniere.

9. *ORGANIZARE ȘI ECONOMIE MINIERĂ*

— Rezultatele tehnico-economice obținute în cadrul planului 1960—1965.
— Concentrarea producției și rezultatele economice ale acesteia.
— Stabilirea capacității optime de producție a minelor.
— Aplicarea metodelor matematice pentru rezolvarea problemelor economice din industria minieră.
— Probleme actuale de organizare a muncii și a producției în exploatările miniere.

INFORMAȚII

A III-a sesiune de referate tehnico-științifice a Institutului de cercetări miniere – ICEMIN

În zilele de 21 și 22 mai 1965 s-au desfășurat în București lucrările celei de-a III-a Sesiuni de referate tehnico-științifice a Institutului de cercetări miniere — ICEMIN.

La lucrările sesiunii au participat peste 240 delegați din țară și din București: ingineri minieri, electromecanici, preparatoriști, geologi, chimiști, cercetători, proiectanți, cadre didactice de specialitate etc. care au reprezentat: direcțiile din cadrul M.M.E.E., Academia R.P.R., Comitetul de Stat al Planificării, Comitetul geologic, Institutul de mine Petroșeni, Institutul politehnic „Gh. Gheorghiu–Dej" — București precum, și specialiști din institutele de cercetări și proiectări cu care ICEMIN colaborează în diverse probleme de cercetare.

Sesiunea a fost deschisă de către tovarășul adjunct al ministrului minelor și energiei electrice, ing. Vlad Petru.

În cuvîntul de deschidere, vorbitorul a arătat că promovarea progresului tehnic constituie o preocupare de prim ordin a conducerii superioare de partid și de stat și în cadrul acestei preocupări se acordă o deosebită atenție cercetărilor tehnico-științifice.

În ultimii 6 ani, în industria minieră s-au obținut succese remarcabile în creșterea volumului producției, reducerea prețului de cost, creșterea productivității muncii. O contribuție însemnată la aceste rezultate a adus-o și Institutul de cercetări miniere și sectoarele de cercetări din cadrul marilor unități, cărora conducerea ministerului le-a creat condiții favorabile de activitate.

În continuare a luat cuvîntul secretarul organizației de bază P.C.R., ing. N. Mereț; apoi ing. V. Scripăț, directorul ICEMIN, care a prezentat un referat general cu privire la activitatea ICEMIN.

În referat a fost relevat aportul cercetătorilor institutului la rezolvarea diverselor probleme importante privind minele și uzinele noastre de preparare.

În ședințele următoare au fost expuse referatele ale căror rezumate sînt redate în continuare.

Lucrările sesiunii s-au desfășurat în cadrul a două secții: secția de tehnică minieră și tehnica securității muncii, secția de preparare a substanțelor minerale utile.

În cursul zilei de 22 mai, după expunerea ultimelor referate, a avut loc ședința de închidere.

În cuvîntul său de încheiere, tovarășul adjunct al ministrului, ing. P. Vlad, după o scurtă apreciere asupra lucrărilor sesiunii, a expus sarcinile de viitor ale cercetării, subliniind următoarele aspecte:

— introducerea în planul de cercetări tehnico-științifice a problemelor majore a căror rezolvare presupune o eficiență economică maximă; eliminarea paralelismelor, a repetărilor și a problemelor cu eficiență economică redusă;

— intensificarea colaborării dintre ICEMIN și unitățile de producție, pe de o parte, și dintre ICEMIN și specialiștii din alte institute de cercetări;

— intensificarea acțiunii de informare a personalului tehnic-ingineresc din unitățile miniere asupra stadiului și rezultatelor lucrărilor de cercetare, prin Revista Minelor și buletinul de informare tehnico-științifică a institutului;

— organizarea de sesiuni de comunicări și schimburi de experiență în problemele cele mai importante.

Rezultatele experimentărilor explozivului AM-1 în exploatări la zi și în subteran

Ing. *P. Anton*, ing. *M. Petrea* și ing. *A. Palade*

Referatul prezintă sinteza cercetărilor întreprinse în vederea omologării explozivului AM-1 în exploatări la zi și subteran, în diferite condiții de roci și la diferite procedee de împușcare.

Se arată rezultatele obținute cu aparatajul experimental de încărcare pneumatică realizat de ICEMIN și se fac propuneri de perfecționare a acestui aparataj, ca și pentru instalațiile de pregătire a explozivului.

În încheiere se fac propuneri privind normele de tehnica securității la folosirea acestui exploziv și se prezintă avantajele tehnico-economice ale folosirii lui în industria minieră.

Stadiul actual al asecării formațiunilor acvifere în minele de lignit

Ing. *Maria Rădulescu*, ing. *C. Stănescu* și geol. *Maria Popescu*

În fază semiindustrială s-a pregătit omologarea metodei de asecare prin filtre gravitaționale și s-a început elaborarea normelor de lucru sub nivelul hidrostatic.

De asemenea s-a experimentat împreună cu T. M. Muntenia, pe baza proiectelor ICEMIN, asecarea prin vacuumare la Mărgineanca, Șotînga și Ceptura, cu rezultatele similare celor obținute și în alte țări (creșterea debitului filtrelor obișnuite de 6—9 ori).

Îmbunătățirea condițiilor de exploatare a cablurilor de tracțiune în industria minieră în vederea măririi durabilității acestora

Ing. *N. Mereț*, candidat în științe tehnice și ing. *Rozalia Iușan*.

În urma anchetelor întreprinse asupra diferitelor tipuri de cabluri scoase din funcțiune, în perioada 1961—1963, de la instalațiile principale de extracție ale trusturilor miniere Brad, Deva, Baia Mare și a Combinatului carbonifer din Valea Jiului, s-a stabilit că durata cablurilor Seale este cu cel puțin 33 % mai mare față de cea a cablurilor de construcție normală.

Se recomandă ca în anul 1965 să se treacă la generalizarea introducerii cablurilor Seale la instalațiile de extracție.

Prin extinderea folosirii cablurilor Seale în minerit, se scontează o economie anuală de 2,6 mil. lei.

Manifestarea presiunii rocilor în abatajele frontale și abatajele cameră, susținute metalic, de la minele Borumlaca, Vărzari, Mărgineanca și Ploștina

Ing. *C. Dîrdală*, ing. *M. Panaitescu*, ing. *I. Stătulescu* și tehn. *S. Voinescu*

Măsurătorile s-au efectuat în vederea stabilirii parametrilor privind metodele de exploatare, precum și în vederea stabilirii monografiilor de susținere.

În abatajele cameră de la Mărgineanca s-au înregistrat presiuni de 20—25 t/stîlp, iar la Borumlaca — de 10 t/stîlp pe care bază s-au stabilit monografii de armare și s-au dimensionat pilierii dintre camere la 3—3,5 m.

În abatajele frontale V-3 de la mina Vărzari II și de la E. M. Motru (Ploștina) presiunile au fost de 20—24 t/stîlp.

Măsurătorile s-au efectuat cu aparatură concepută de ICEMIN, pe principii electrice (tensometrice) și hidraulice.

Parametrii deformării suprafeței determinați în cazul stratului X Ploștina — E.M. Motru

Ing. *T. Tökeș*, ing. *I. Cărtuță* — *T.* M. Oltenia și tehn. *N. Andrițoiu* — E. M. Motru.

Lucrarea prezintă rezultatele obținute prin măsurători de deformații ale suprafeței subminate de abatajele frontale felia 1 și 2 ale panoului 2 de la mina Ploștina, în perioada 1.VII.1963 — 1.XII.1964.

Interpretările au condus la următoarele rezultate principale:

— albia primară de scufundare, la exploatarea primei felii, se formează la o înălțime de 25,4 m, a spațiului exploatat lățimea albiei la suprafață fiind de 45 m, cu scufundarea maximă de 210 mm;

— elementele unghiulare caracteristice albiei de scufundare 58° și unghiul limită 48°;

— deformația suprafeței după exploatarea unui cîmp de abataj de 30 m se produce prin încovoiere lină, fără formarea unor crăpături la suprafață. Deformațiile suprafeței subminate sînt între limitele admisibile pentru toate categoriile de construcții;

— s-a stabilit, spre deosebire de indicațiile literaturii, că în condițiile panoului experimental urmărit, lățimea critică este o mărime care variază în raport cu distanța dintre linia frontului și preabatajului de atac, după o curbă cu tangenta la infinit;

— convergența naturală dedusă pentru cazuri particulare are valoarea de 100—120 mm pentru felia I și 300—400 mm pentru felia 2;

— corelînd procesele de deformație ale suprafeței cu viteza de exploatare și cu poziția frontului de abataj, s-a stabilit că presiunea maximă de exploatare acționează după un unghiu de 72—84° față de orizontală (la felia 2) împingînd susținerea dinspre masiv înspre spațiul exploatat. Mărimea acestui unghiu crește o dată cu creșterea vitezei de exploatare.

Rezultatele aplicării susținerii ancorate în roci cu predispoziție de alterare de la E.M. Barza și perspectivele aplicării ancorării în abatajele de la E.M. Bălan

Ing. *St. Benea*, ing. *N. Ciucă* și ing. *C. Popescu*

În urma experimentărilor făcute s-au definitivat monografii care prevăd ancorarea simplă sau cu plasă de sîrmă, precum și combinarea ancorelor cu beton proiectat (torcret) în grosime de 10—30 mm pentru evitarea alterării rocilor. Monografiile stabilite corespund din punct de vedere tehnic și economic, putînd fi generalizate la nivelul anului 1965 în proporție de 18—20% (circa 7000 m galerii transversale și direcționale) cu o economisire a lemnului de mină de circa 4500 m³ și a prețului de cost de circa 100 lei /m.

Tehnologiile de lucru și monografiile de susținere pot fi extinse pentru majoritatea minelor de minereuri.

În vederea îmbunătățirii securității muncii în abatajele de la E.M.Bălan s-au început experimentările privind ancorarea rocilor din coperișul mineralizației și tavanul abatajelor.

Ancore din lemn presat pentru susținerea lucrărilor miniere

Ing. *D. Lübenescu* — D.G.M. M.M.E.E. și ing. *Al. Curpăn* — T.M.Baia Mare

Ancorele din lemn presat fabricate din scînduri sau lamele din fag, brad sau mesteacăn au avantajul că sînt mai ieftine decît ancorele metalice, se montează foarte ușor, au rezistența la tracțiune de 2000 pînă la 4000 kg/cm² deci ajung pînă la rezistența oțelurilor obișnuite și au o caracteristică asemănătoare cu ancorele din oțel-beton, deoarece în contact cu apa sau la o umiditate pronunțată, se umflă mărindu-și volumul de 2,5 —3 ori, realizînd o împănare pe toată lungimea tijei. Forta de apăsare pe pereții găurii de mină ajunge la circa 50 kg/cm².

Lucrarea prezintă tehnologia de fabricare a ancorelor din lemn presat și rezultatele obținute pînă în prezent de sectorul de cercetări miniere Baia Mare, prin încercările și experimentările făcute cu ancorele din lemn presat fabricate pentru prima dată în țara noastră.

Influența solicitărilor neaxiale asupra comportării stîlpilor metalici

Ing. *D. Cărpinișanu*, ing. *Al. Bădărău* și ing. *G. Mărdărescu* — A.P.A.L.

Referatul tratează influența solicitărilor neaxiale asupra rezistenței stîlpilor metalici utilizați la susținerea abatajelor.

S-au analizat cazuri tipice de solicitări neaxiale care pot interveni în cursul exploatării stîlpilor, ilustrînd cifric consecințele ce decurg în ce privește rezistența acestora.

S-au prezentat exemple reale de solicitări excentrice și cauzele care au condus, sau pot conduce, la aceste situații și în final s-au expus măsuri constructive și de exploatare pentru evitarea sarcinilor neaxiale.

Rezultatele obținute în susținerea metalică a abatajelor cameră din minele de lignit

Ing. *E. Glodeanu*, ing. *D. Cărpinișanu*, ing. *A. Sandu*, ing. *I. Stătulescu* și ing. *L. Șandru*

În baza experimentărilor efectuate în anul 1964 s-a predat la sfîrșitul anului metoda, tehnologia și instrucțiunile de lucru pentru următoarele condiții de zăcămînt: Roșioara stratul III, Mărgineanca — stratul I, Borumlaca — stratul III. Predarea metodei s-a făcut la o reducere a consumului de lemn de mină cu 18—20 m³/1000 t și a prețului de cost de 5—6 lei/t. Prin aplicarea susținerii metalice a abatajelor camere în cele trei straturi, la o producție anuală de numai 200—220 000 tone, se realizează o economie de lemn de mină de aproximativ 4000 m³ și o reducere a prețului de cost cu aproximativ 1 mil. lei.

Tehnologia de lucru stabilită se poate aplica la toate stratele de lignit, cu grosime exploatabilă de 2—2,1 m și înclinare pînă la 10—12°.

Contribuții la îmbunătățirea metodologiei de încercare a capselor electrice

Ing. *A. Manea* și ing. *T. Loy*

Se expune principiul de funcționare a aparatului pentru încercarea capselor electrice, conceput și realizat la S.C.S.M., cu ajutorul căruia se obțin impulsuri de curent de formă dreptunghiulară, avînd durata reglabilă între 0,1 și 200 ms. Cu ajutorul aparatului se determină curentul de aprindere, impulsul de aprindere, rezistența ohmică, timpul de funcționare și timpul de întîrziere a capselor electrice. Se arată rezultatele experimentale obținute.

Cercetări experimentale asupra încercărilor moderne ale utilajelor electrice antiexplozive

Ing. *I. Sabatin* și Ing. *N. Oprea*

Cu instalațiile realizate la S.C.S.M. se compară, experimental, metodele de încercare a securității la explozie a utilajelor electrice, prin precomprimarea amestecului exploziv, prin adaos de oxigen și prin inițierea exploziei cu nitroceluloză. Se realizează o instalație automată pentru încercarea securității intrinsece a echipamentului electric folosit în circuitele de automatizare și telemecanică.

Stabilirea coeficientului de rezistenţă pe modele aerodinamice pentru susţinerea cu inele simple de bolţari

Ing. *A. Dicu* şi ing. *S. Niţă*

Se analizează rezistenţa pe care o opun lucrările miniere armate în inele simple de bolţari la trecerea curenţilor de aer. Cercetările s-au efectuat în laborator pe modele aerodinamice şi pe lucrări miniere din subteran.

Datele obţinute privind coeficientul de rezistenţă pot servi la proiectarea aerajului minier.

Criterii noi de proiectare şi realizare a aerajului parţial

Ing. *Gh. Micheş* şi ing. *Gr. Coculescu*

Se expune procedeul folosit la determinarea unor relaţii de calcul a diametrului optim al conductelor de aeraj şi a distanţei optime dintre ventilatoarele montate pe coloane de aeraj parţial.

Relaţiile deduse pot fi folosite în proiectare, avînd drept rezultat obţinerea unor instalaţii de aeraj parţial, care vor funcţiona cu randamente maxime.

Stabilirea în laborator a parametrilor de funcţionare la măştile de protecţie individuală contra prafului

Ing. *M. Coculescu*, ing. *M. Pătraşcu* şi ing. *P. Bilir* — S.C.S.M.; ing. *O. Miclescu* şi dr. *H. Herman* — I.I.P.M.

Comunicarea cuprinde descrierea instalaţiei pentru încercat măşti, concepută şi realizată la S.C.S.M., metodologia de încercare folosită, precum şi rezultatele experimentărilor în laborator a 18 tipuri de măşti contra prafului. La fiecare tip de mască s-a urmărit eficienţa de reţinere a prafului, jenele la inspiraţie şi expiraţie, spaţiul mort, reducerea cîmpului vizual, greutatea şi suprafaţa de filtrare. În urma experimentărilor, cele mai bune caracteristici le-au întrunit măştile: Lepestok (U.R.S.S.), Pirelli BN-8C (Italia), Siebe Gorman (Anglia) şi Dräger Stinneszeche Kronprinz I (R.F.G.

Criterii de stabilire a antigrizutanţei unui exploziv în faza elaborării reţetei

Chim. *E. Hîndoreanu*, ing. *S. Tat* şi chim. *S. Bumbăcescu*

Se prezintă consideraţiile teoretice avute în vedere la elaborarea unei reţete de exploziv antigrizutos.

Se face aprecierea gradului de siguranţă a unui exploziv, prin calcul, pe baza raportului constituenţilor şi transformărilor termochimice, precum şi asupra comportării acestor reţete la încercările în atmosferă explozivă.

Rezultatele împuşcării experimentale cu găuri lungi de mină în subteran la E.M. Teliuc

Ing. *I. Bădescu*, ing. *P. Anton*, ing. *M. Petrea* şi ing. *A. Palade*.

Referatul prezintă, în primă parte, rezultatele experimentării diferitelor utilaje de perforare a găurilor lungi de mină, stabilind indicii tehnico-economici pentru această operaţie.

În cea de-a doua parte se prezintă rezultatele împuşcării cu găuri lungi de mină, în funcţie de diametrul găurilor, schema de plasare a acestora şi variaţia anticipantei.

În încheiere se determină tehnologia optimă indicîndu-se parametrii împuşcării cu găuri lungi şi rezultatele posibile de obţinut în cazul aplicării acestei tehnologii la E.M.Moldova Nouă.

Injectarea apei sub presiune în strat în minele din Valea Jiului

Ing. *C. Dascălu* şi ing. *E. Paki*

Se face o scurtă descriere a utilajului folosit şi a metodologiei de cercetare utilizată în Valea Jiului, în cadrul experimentărilor efectuate în fază semiindustrială timp de 1,5 ani.

În încheiere sînt prezentate concluziile privind eficacitatea metodei, atît în ceea ce priveşte reducerea gradului de prăfuire a aerului, cît şi uşurarea depilării cărbunelui.

Uzina de preparare a minereurilor de la Teliuc şi Ghelar

Ing. *M. Sîrbu*, ing. *D. Ciofrîngeanu* şi ing. *I. Iacoban*

Pe baza cercetărilor efectuate de ICEMIN, s-a proiectat de către IPROMIN şi s-a construit uzina de preparare a minereurilor de la Teliuc şi Ghelar.

Studiile de preparare efectuate asupra diverselor sorturi de minereuri sideritice din zăcămintele amintite au indicat următoarele tehnologii posibil de aplicat pentru toate aceste sorturi:

— prăjirea magnetizantă şi separarea magnetică;

— separarea în suspensii grele urmată de prăjirea magnetizantă şi separarea magnetică;

— separarea în suspensii grele şi zeţajul claselor mărunte.

S-a avizat separarea în suspensii grele, urmată de prăjirea magnetizantă şi separarea magnetică.

În cursul lunii iulie 1964 a intrat în probe tehnologice prima linie a uzinei la o capacitate de 33% din capacitatea proiectată.

Rezultatele obţinute în cursul anului 1964 indică premise favorabile pentru atingerea în final a indicilor tehnologici daţi prin cercetări.

Cercetări de preparare mecanică şi posibilităţi de valorificare superioară a minereului de fier din zăcămîntul Lueta

Ing. *I. Ioan*, ing. *Doina Butucescu*, ing. *M., Sîrbu* ing., *M. Guran*, ing. *Ileana Toma*, ing. *Al. Balaban* şi ing. *Adela Zătreanu*.

Minereul cu siderit de la Lueta are o gangă silicioasă şi următorul conţinut mediu: 25—26% Fe; 40—42% SiO_2; 17—18% PC.

În urma cercetărilor efectuate s-au obţinut rezultate bune cu următoarele tehnologii de preparare:

a) prăjire magnetizantă şi separare magnetică umedă în două trepte;

b) flotaţie.

Cele două tehnologii conduc la indici tehnologici şi tehnico-economici asemănători.

Prin prăjire magnetizantă şi separare magnetică umedă în două trepte se obţin concentrate cu 54% Fe şi 16% SiO_2, cu o recuperare în metal de 84—85%. Prin flotaţie se obţin concentrate cu 39—39,5% Fe, 12—12,5% SiO_2, care, prin eliminarea pierderii la calcinare în procesele termice prealabile utilizării la furnal, ajung la 54% Fe şi 16% SiO_2. Recuperarea în metal este de 84%. Consideraţiile tehnico-economice scot în evidenţă că tehnologia flotaţiei constituie calea cea mai raţională şi mai economică de valorificare a zăcămîntului de minereu de fier de la Lueta.

Reducerea conţinutului de fier din concentratele zincoase

Ing. *E. Popa*, ing. *Silvia Lazăr* şi ing. *Rodica Popovici*.

S-au examinat concentratele zincoase obţinute la linia de flotaţie Rodna, după terminarea reglării fluxului de către sectorul de cercetări Baia Mare, constatîndu-se că ele, deşi au conţinut ridicat de fier (13—14%), acesta nu mai poate fi redus sensibil, majoritatea fierului prezentîndu-se ca substituent izomorf al zincului în blendă.

La instalaţiile Muncelul Mic şi Băiţa-Crăciuneşti s-a păstrat în linii mari tehnologia obişnuită de flotaţie diferenţială, procedîndu-se numai la o depresare mai puternică a piritei, la flotaţia blendei. Prin aceasta s-a reuşit să se îmbunătăţească concentratele, reducîndu-le conţinutul de fier de la 11 la 8,2% la Muncelul Mic şi de la 12 la 4,5% la Băiţa-Crăciuneşti. Recuperarea piritei la Băiţa-Crăciuneşti nu este influenţată de modificarea regimului de reactivi.

La instalaţiile Nistru şi Ilba, o dată cu încercările de reducere a fierului din concentratele zincoase, s-a modificat însăşi tehnologia, trecîndu-se de la o flotaţie diferenţială directă la o flotaţie colectivă Zn-Py, urmată de separarea concentratului colectiv.

În urma lucrărilor efectuate, s-a realizat o reducere a fierului de la 10—11% la 7,5—8,5% la instalația Nistru și de la 11 la 8—9% la Ilba.

O apreciere economică făcută pentru instalațiile Nistru, Băița-Crăciunești, Muncelul Mic, Ilba arată că pe această cale se pot realiza economii în sectorul minier de circa 165 mii lei anual. Mai importante ar fi însă economiile ce se pot realiza în sectorul metalurgic care reprezintă pentru aceleași trei instalații circa 2,9 mil. lei anual.

Recuperarea prin flotație a cuprului din clincherele de la cuptoarele Wälz

Ing. *P. Rosinger*, ing. *S. Dima.*, ing. *Lucia Iliescu* și ing. *Al. Nistorescu*

Sînt prezentate cercetările în fază pilot și semiindustrială pentru recuperarea cuprului din clincherele de la cuptoarele Wälz, cercetări efectuate pe baza lucrărilor de laborator anterioare.

În faza semiindustrială s-au cercetat trei probe :

— clinchere din producția curentă ;

— clincher din haldă ;

— clincher amestec (50% haldă și 50% producție curentă).

Și în cazul acestor încercări, s-au obținut rezultate mult superioare cu clincherele din producția curentă, din care, pornindu-se de la un conținut de circa 1% Cu, 1,7 g/t Au, 70 g/t Ag, s-au realizat concentrate cu circa 12% Cu, 20 g/t Au, 640 g/t Ag, la recuperări de 80% Cu, 89% Au și 66% Ag.

Proba de amestec dă rezultate inferioare, în special în privința recuperărilor, care sînt sensibil mai mici, iar proba din haldă a dat rezultate negative.

Separarea concentratelor plumbo-cuproase cu ajutorul acidului sulfuric

Ing. *A. Bodiu*, candid. în științe tehnice, chim. *P. Rogneanu* și tehn. *I. Katz* SCM—Baia Mare

Pe linia înlocuirii reagenților toxici de separare, se dau relații asupra folosirii în acest scop a acidului sulfuric.

Se relatează rezultatele obținute la experimentarea metodei asupra unor concentrate din regiunea minieră Maramureș. De asemenea, se aduc contribuții la explicarea teoretică a fenomenului și se dau relații în legătură cu posibilitatea aplicării metodei în industrie.

Tehnologia de concentrare a sulfului elementar din rocile cu sulf de la Gura Haitii—Munții Caliman

Ing. *A. Stoian* și ing. *Rohr Ludmila*

Cercetările de preparare prin flotație s-au efectuat, în faza de laborator, pe mai multe probe cu conținuturi de sulf elementar, variind între 16,8 și 32,3%, cu gangă silicoasă, probele avînd conținuturi de 54,6—73,8 %SiO_2. Concrescențele dintre sulful nativ și celelalte minerale sînt foarte fine, în general de 0,01—0,05 mm și numai la o singură probă de 0,1—0,3 mm.

Prin cercetările efectuate s-a determinat un regim unic de flotație, după măcinare la 0,1 (0,075) mm, utilizînd reactivi ieftini și care se produc în țară.

Se obțin concentrate cu 67—77 % sulf elementar, iar la proba cu concreșterea mai grobă —cu 90—91% sulf elementar, recuperările în sulf fiind de 76,3—95,6%.

Cercetări de preparare mecanică pentru valorificarea sorturilor de barită din zăcămîntul Ostra, reg. Suceava

Ing. *I. Ioan* și ing. *Maria Buligan*

Zăcămîntul de barită de la Ostra conține următoarele mineralizații :

— barită compactă cu un conținut mediu de 80—82% SO_4Ba ;

— witherit cu un conținut mediu de 86—87% Co_3Ba și 11—12% SO_4Ba.

S-au efectuat cercetări de flotație și s-au obținut concentrate cu un conținut de 93—97% SO_4Ba, cu o recuperare în substanță utilă de 93—97%. Proba de amestec ponderat cu conținutul mediu al zăcămîntului de 70% SO_4Ba, s-au obținut concentrate cu 95% SO_4Ba, cu recuperare în substanță utilă de 95%.

Concentratele obținute corespund cerințelor de îngreunare a noroaielor de foraj. A mai fost determinată și posibilitatea obținerii unor concentrate cu granulație foarte fină și conținut superior (97% SO_4 Ba) pentru cerințe speciale.

Pentru sortul de witherit, cercetările de flotație au condus la obținerea unui concentrat cu 95—96% CO_3Ba, cu o recuperare în carbonat de bariu de 88—90%.

Posibilități de valorificare a pegmatitelor feldspatice din zăcămîntul Voineasa-Brezoi

Ing. *A. Stoian* și ing. *I. Caba.*

Cercetările s-au efectuat pe două probe de pegmatite, cu structuri diferite, avînd următoarele conținuturi de elemente principale :

— structura macrocristalină 72—73% SiO_2 ; 0,5—0,55% Fe_2O_3 ; 14,5—15% Al_2O_3 ; 3,6—3,8% Na_2O ; 5,0—5,2% K_2O ;

— structura micrografică 73,5—74,5% SiO_2 ; 0,25—0,28% Fe_2O_3 ; 16—16,5% Al_2O_3 ; 3,5—3,7% Na_2O ; 5,6—5,9% K_2O.

Aplicînd un flux constînd din sfărîmare, clasare uscată sau spălare și clasare umedă, separare magnetică în cîmp puternic și flotație s-au obținut produse de feldspat cu o extracție în greutate de 65—70% din minereul brut, avînd conținuturi de 0,075—0,08% Fe_2O_3 ; 65,5—67% SiO_2 ; 4,9—5% Na_2O și 6,6—7,3% K_2O cu o recuperare a alcaliilor de 86—91 % raportată la minereul brut. De asemenea, s-au obținut produse de cuarț cu extracție în greutate de 20—30% și conținuturi de 93—96% SiO_2.

Înnobilarea diatomitei de Filia și Miniș în vederea utilizării ca material de filtrare

Ing. *Doina Butucescu*, ing. *N. Panaitescu*, ing. *I. Popescu*, ing. *Lucia Rusu* și tehn. *I. Alexandru*

Analiza mineralogică a diatomitei de Filia a indicat un conținut aproximativ de 90% diatomee. Fluxul tehnologic studiat pentru diatomita de Filia cuprinde următoarele operații : uscare-dezintegrare-clasare pneumatică-calcinare cu adaosuri de Na_2CO_3 sau NaCl-dezintegrare-clasare pneumatică finală.

Produsul finit de diatomită de Filia, obținut în cazul calcinării cu 8% Na_2CO_3 la 950°C, a prezentat o comportare bună la verificările la scară de laborator, ca material de filtrare pentru bere și vin. Acest produs prezintă o recuperare în diatomită, raportată la diatomita brută uscată, de aproximativ 66% și a avut următoarele caracteristici principale :

— compoziția chimică : SiO_2 89—90% ; Fe_2O_3 1,9—2,4% ; Al_2O_3 0,8—1,4% ;

— greutatea volumetrică 200—210 g/l ;

— $pH = 7 - 7,5$;

— viteză de filtrare 600—750 l/min. m^2.

Proba tehnologică de diatomită de Miniș a prezentat, în stare brută, caracteristicile unei diatomite inferioare, greu de preparat. Proba a conținut numai 65—70% diatomee, avînd un procent ridicat de impurități argiloase : 15—25%.

Rezultatele obținute de fluxurile tehnologice experimentate pentru această probă au fost negative, nereușindu-se, prin metodele aplicate, îndepărtarea substanțelor argiloase.

Aparate automate de reglare și control a proceselor de preparare, realizate la SCM—Baia Mare

Ing. *Al. Heidinger*, fiz. *I. Pop*, fiz. *A. Bărbuș* și tehn. *C. Arțuche* SCM—Baia Mare.

Lucrarea dă relații asupra rezultatelor obținute la experimentarea unor aparate de reglare și control, concepute și realizate la Sectorul de cercetări miniere Baia Mare.

În domeniul aparatelor de control, lucrarea se referă la aparatele de luat probe din tulbureală și concentrat, iar

în ceea ce privește aparatele de reglare, este vorba de aparatul de reglare automată a densității tulburelii.

Aparatele realizate pot fi introduse într-un complex de automatizare, ele caracterizîndu-se prin gabarit și greutate redusă, consum mic de energie electrică, robustețe și siguranță în funcționare.

Epurarea apelor reziduale în Valea Jiului

Ing. *Lidia Mihăilescu*, ing. *L. Abraham* și ing. *Georgeta Polici* — C.C.V.J.

Referatul tratează rezolvarea în laborator și industrial a următoarelor probleme:

a — limpezirea apelor reziduale industriale în decantoare radiale, cu adaos de floculant, la uzinele de preparare Petrila și Lupeni, în vederea obținerii unei ape care să poată fi reciclată în spălătorie sau evacuată în emisar;

b — deshidratarea materialului steril îngroșat în decantor cu ajutorul filtrelor-presă, pentru a putea fi transportat la haldă;

c — închiderea completă a circuitului de apă limpezită în spălătorie.

Determinarea cenușii cărbunilor cu aparatul Cendrex

Ing. *Lidia Mihăilescu* și Ing. *T. Coloși* — C.C.V.J.

Se descrie aparatul de analiză a cenușii cărbunilor, bazat pe principiul potențiometrului electronic automat, de tipul Cendrex — V 700, de fabricație olandeză, montat la preparația Lupeni, cu scopul determinării rapide și mai precise a produselor spălării.

Brichetarea cărbunilor de Țebea

Ing. *V. Anghel*, ing. *L. Scutaru* și tehn. *F. Roman*

Din studiu rezultă că din cărbunii tip Țebea se pot obține brichete corespunzătoare, în condiții tehnologice și economice mai avantajoase decît din ligniți.

Astfel, puterea calorică este de circa 5000 kcal/kg la brichetele din cărbuni de Țebea, față de 4500 kcal/kg la brichetele din ligniți, iar prețul de cost se ridică la 60,60 lei/NIO kcal la brichete din cărbune Țebea, față de 68,90 lei/NIO kcal la brichete din lignit.

Noi reactivi spumanți și colectori

Ing. *Gh. Pascalide*, ing. *Doina Dumitrescu*, ing. *Ana Popovici* și ing. *Silvia Zarea*.

Lucrările efectuate în domeniul spumanților au avut ca scop stabilirea condițiilor optime de sinteză pentru monometil și monobutil eteri cu 3,4.5 moli oxid de propilenă în moleculă. Din încercările de aplicare în flotație a rezultat că produsele obținute au selectivitate și capacitate de mineralizare comparabilă cu a produselor similare străine.

La flotarea cuprului s-au obținut concentrate cu 21% Cu la recuperări de 77% pentru un consum de 55 g/t de reactiv. De asemenea rezultate convenabile s-au obținut și la flotarea piritei: concentrate cu 40,4% S la recuperări de 86,5%. Cercetările privind prepararea de noi reactivi colectori au urmărit soap-stokul și săpunul sulfonaftenic în vederea înlocuirii unor reactivi de uz curent și s-au experimentat reactivi noi ca acidul paratolil arsonic, paraclorfenoxiacetatul de sodiu, acidul obietic, dixantogenați.

Caracteristicile mineralogice și posibilitățile de valorificare a aluviunilor titanifere din R.P.R.

Ing. *I. Nițulescu* și ing. *Livia Filipeanu*

Se prezintă caracteristicile mineralogice a șase probe tehnologice de aluviuni titanifere studiate în cadrul ICEMIN, provenite din diferite regiuni ale țării.

Compoziția mineralogică, granulometria și microstructura mineralelor utile și, mai ales, repartiția titanului și fierului pe principalele minerale constituente ale acestor aluviuni sînt caracteristicile esențiale, atît pentru aprecierea valorii economice, cît și pentru determinarea fluxurilor tehnologice de valorificare.

Prezentarea comparativă a caracteristicilor mineralogice ale probelor brute și ale concentratelor de laborator obținute permite stabilirea unor criterii raționale științifice, pe baza cărora se pot trage concluzii, atît în ceea ce privește posibilitățile de valorificare imediată, cît și pentru stabilirea unui program de perspectivă a cercetărilor geologice și tehnologice.

Sesiunea tehnico-științifică a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere — T.P.E.M.

Între 15 și 17 aprilie 1965 a avut loc cea de-a șasea sesiune de referate și comunicări tehnico-științifice a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere — T.P.E.M.

După cuvîntul de deschidere al tovarășului director al direcției tehnice din M.M.E.E., ing. Milițescu Eracle și cuvîntul tov. secretar al biroului organizației de bază P.C.R. din TPEM, tov. ing. Radu Constantin, directorul general al Trustului de prospecțiuni și explorări miniere a expus realizările trustului în cadrul planului de șase ani, arătînd rezultatele mai importante, obținute în conturarea rezervelor de minereuri complexe și cuprifere, minereuri auro-argentifere, minereuri de fier, cărbuni, substanțe nemetalifere, precum și lucrări miniere principale pentru deschiderea minelor noi, dintre care o parte sînt în prezent în exploatare.

Redăm, în cele ce urmează, rezumatele comunicărilor și referatelor, în ordinea expunerii lor în cadrul sesiunii.

1. **Considerații asupra metalogenezei în regiunea Baia Mare,** ing. Rădulescu, S. și ing. Urdea, I.

Cercetările geologice amănunțite, întreprinse în bazinul minier Baia Mare, au condus la unele concluzii privind clasificarea eruptivului din regiune.

Referatul cuprinde considerații privind fazele de formare ale mineralizațiilor, căile de acces ale soluțiilor hidrotermale, zonalitatea verticală a mineralizațiilor, precum și fenomenele de metamorfism hidrotermal al rocilor înconjurătoare. Se fac aprecieri asupra chimismului soluțiilor și a condițiilor de formare a mineralizațiilor.

2. **Precizări de ordin paleontologic asupra vîrstei unor erupțiuni din bazinul minier Baia Mare,** ing. Chițimuș, V., geol. Edelștein, O. și ing. Kalmar, I.

Pe baza determinării unor moluște recoltate din petecele de sedimentar aflate în cuprinsul masei eruptive și a corelării indicațiilor de vîrstă oferite de acestea cu cele date de un mare număr de analize micropaleontologice, se discută vîrsta unor efuziuni din bazinul minier Baia Mare ajungîndu-se în final la concluzia că datele de ordin paleontologic confirmă succesiunea de erupțiuni stabilită de echipa de prospecțiuni Baia Mare.

Precizările prezintă importanță pentru justa orientare a lucrărilor de explorare.

3. **Instalaţie portabilă pentru detectarea beriliului (berilometru)**, ing. Costa Foru Al. şi ing. Ghelfan, P.

Se descrie o instalaţie portabilă, proiectată şi realizată în cadrul laboratorului de constante fizice al T.P.E.M., pentru detectarea beriliului. Berilometrul, bazat pe principiul unei reacţii fotonucleare, foloseşte o sursă radioactivă gama de 50 milicurie Sb 124 şi are pragul de sensibilitate mai mic de 0,01% BeO. Instalaţia, în greutate de circa 35 kg, poate fi manipulată de doi oameni, fără pericol de iradiere.

*

4. **Consideraţii asupra geologiei, metodicii de explorare şi perspectivele economice ale zăcămintelor de azbest din sudul Banatului**, ing. Deleanu D. şi ing. Popescu C.

Referatul prezintă zăcămintele de azbest crisotil din sudul Banatului, relaţiile paragenetice dintre zonele cu azbest şi rocile înconjurătoare, raportul dintre intruziunile aplitice şi liniile tectonice. Se fac precizări asupra particularităţilor geologice privind îndeosebi forma şi distribuţia mineralizărilor.

Pe această bază se recomandă explorarea şi exploatarea pe cîmpuri de filoane care asigură valorificarea completă şi raţională a rezervelor de azbest.

*

5. **Consideraţii geologice asupra pegmatitelor din munţii Lotrului, Sebeşului, Cibinului şi perspectivele lor economice**, geol. Apostoloiu, A., ing. Gheţaru, S., ing. Popescu C. şi geol. Prunescu St.

Pegmatitele din regiunea studiată prezintă un interes geologic deosebit, prin fenomenele complexe de formare şi o importanţă economică pentru feldspat, muscovit, spodumen etc.

Lucrarea aduce date noi privind dispoziţia şi zonalitatea corpurilor pegmatitice şi evidenţiază variaţia paragenezelor şi structurilor. Pentru corpul Cataracte se aduc date asupra variaţiei compoziţiei chimice. În concluzie, se fac propuneri privind lucrările de cercetare geologică şi posibilităţile de valorificare a pegmatitelor.

*

6. **Observaţii referitoare la microtectonica zăcămintelor metalifere din şisturi cristaline**, geol. Gurău, A.

Se arată importanţa pe care o au elementele microtectonice ale zăcămintelor metalifere din şisturi cristaline în descifrarea structurii geologice. Se prezintă elemente caracteristice de microtectonică pentru o serie de zăcăminte metalifere din şisturile cristaline din R.P.R.

În final se arată importanţa pe care a avut-o clivajul de forfecare în descifrarea structurii geologice a zăcămîntului de sulfuri metalice de la Muncel-Vest şi Muncelul Mic (Poiana Ruscă).

*

7. **Consideraţii petrografice asupra cărbunilor din bazinul Valea Jiului**, ing. Lefter, C., ing. Covaci, S. şi ing. Biriescu, A.

Referatul prezintă rezultatele studiilor şi analizelor de laborator executate asupra cărbunilor din Valea Jiului cu privire la componenţii petrografici (microlitotipii), elementele de constituţie (maceralii), componenţii minerali şi variaţia lor în cuprinsul bazinului. Pe baza rezultatelor obţinute sînt prezentate concluzii asupra caracteristicelor mai importante privind unele strate din cărbuni.

*

8. **Măsurători geofizice cu caracter structural în regiunea zăcămîntului de cupru de la Deva**, ing. Pitulea, O., ing. Roşca, V. şi ing. Zorilescu, D.

În cursul campaniei de prospecţiuni din anul 1964, întreaga structură de roci andezitice în care se află cantonat zăcămîntul Deva şi regiunea imediat învecinată, a fost acoperită cu măsurători magnetometrice şi gravimetrice. Aceste lucrări au avut drept scop cercetarea înrădăcinărilor structurilor eruptive şi evidenţierea principalelor linii de fractură din fundamentul de roci cristaline.

Rezultatele obţinute permit conturarea unor imagini noi în ceea ce priveşte structura regiunii cercetate.

*

9. **Consideraţii asupra corpului subvulcanic Băiaga şi mineralizaţiile legate de el**, ing. Bonea, L., ing. Coteaţă, Gh. şi ing. Haiduc, P.

Se descrie modul de apariţie, compoziţia mineralogică şi gradul de alterare a produselor acestui corp subvulcanic, reprezentate printr-un andezit cu hornblendă, etc., specificînd că vîrsta lor este mai nouă decît cea a lavelor andezitice (tip Barza) din regiune. Corpul subcrustal nu apare la zi şi suportă deasupra lui pătura de sedimentar (tortonian — sarmaţian).

La partea superioară, corpul prezintă fisuri reprezentînd căile de acces ale mineralizatorilor şi soluţiilor hidrotermale. Mineralizaţia din acest perimetru, sub formă de filoane, este legată de apariţia corpului nou subvulcanic Băiaga şi nu de andezitul cuarţifer tip Barza care este mai vechi.

*

10. **Posibilităţi de detectare a structurilor productive mascate în regiunea Baia Mare prin procedee geofizice complexe**, ing. Botnărencu, Al., ing. Ianăş, M. şi ing. Rădulescu, S.

Se prezintă succint structura geologică a regiunii, cu referire la dispoziţia structurilor productive şi posibilitatea continuării acesteia sub depozite mai noi acoperitoare.

În continuare se analizează procedeele geofizice aplicabile pentru detectarea acestor structuri, stabilindu-se metodologia de lucru prin cumularea metodelor gravimetrice, magnetice şi electrice.

*

11. **Măsurători de bază în lucrări miniere pe bază telurometrică orientate pe azimute astronomice**, ing. Olaru, C. şi ing. Toma, I.

Metoda urmăreşte înlocuirea reţelelor de triangulaţie prin determinarea unor puncte tari la gurile de galerii cu ajutorul măsurării telurometrice a unor lungimi convenabile. Ea prezintă avantajul efectuării operaţiilor cu o precizie ridicată, în minimum de timp, eliminîndu-se greutăţile întîlnite în triangulaţie. Prin aplicarea acestei metode se reduce timpul de execuţie şi se obţine o importantă reducere a preţului de cost.

*

12. **Deschidere de mine noi şi perspectivele tehnico-geologice ale minelor de fier din Poiana Ruscă**, ing., Zămîrcă, P., ing. Negri, V., ing. Coteaţă, Gh. şi ing. Iliescu, C.

Se descriu principalele rezultate geologice obţinute în ultimii ani, perpectiva de viitor a celor două cîmpuri miniere, precum şi ansamblul lucrărilor de deschidere şi pregătire executate de T.P.E.M. — pentru punerea lor în exploatare (rezultate, metode, utilaje, organizare etc.)

*

13. **Străpungerea tunelului Aluniş cu performanţe de 220 m/lună**, ing. Ţucra St., ing. Obadă, C., ing. Ghionea, C. şi ing. Posa, V.

Tunelul Aluniş este în prezent cea mai lungă lucrare minieră din ţara noastră (6 080 m), la executarea căreia, începînd cu sem. II 1963, a fost utilizată metoda de săpare rapidă pe o perioadă de peste 12 luni consecutiv. În perioada amintită s-a obţinut, pe ambele fronturi, o înaintare totală de 3 927 m, înregistrîndu-se la frontul Ostra o medie de 220 m front/lună şi un maxim de 275 m front/lună. Sînt descrise utilajele de perforare (perforatorul roto-percutant Albo-Hausherr, PR-18 şi PR-24), cele de încărcare (L-2 Kl P şi PML-5), profilele de săpare şi metodele de susţinere, precum şi organizarea lucrărilor pe bază de grafic ciclic.

*

14. **Consideraţii privind tehnica susţinerilor prin beton torcretat aplicat la şantierele întreprinderilor de explorări Maramureş şi Moldova**, ing. Zămîrcă, P., ing. Amărăscu, R., ing. Mănescu, M., ing. Posa, V. şi ing. Schmidt, H.

Se prezintă extinderea în 1964 a protecţiei rocilor prin torcretare, în galeria de bază Baia Sprie-Şuior-Cavnic, Var-

vara-Est-Cavnic și în construcțiile miniere Sud-Leșul Ursului, însumînd total 1 870 m. Se descriu lucrările de betonare prin torcretare aplicate în combinație cu elemente metalice (grătare de fier beton, cintre metalice etc.) în tunelul Aluniș, o dată cu introducerea mașinii de mare productivitate Aliva BS-12 și a acceleratorului de priză Sigunit.

•

15. **Instalații și tehnologii noi de foraj în anul 1964 în cadrul T.P.E.M.**, ing. Dumitru, D., ing. Amărăscu, R., ing. Cioca, I., ing. Olaru, V., ing. Ștefan, C., ing. Suciu, S. și ing. Turcu, A.

În cursul anului 1964 parcul de sondeze al T.P.E.M. a fost completat prin introducerea a 36 instalații SG-650 și a unei instalații de mare randament — Longyear Wolverine (H = 250 m); se descriu parametrii și performanțele acestor instalații.

Dintre tehnologiile noi de foraj se prezintă extinderea forajului cu diamante (cu diametre 76—92 mm) care, combinat cu carotierele duble, a ameliorat considerabil recuperajul în roci cristaline (Bălan, Rușchița), precum și introducerea forajului cu turbina de diametru de 4", care a dus la o creștere pronunțată a vitezelor mecanice de foraj în perimetrul Livezeni (Valea Jiului).

•

16. **Concluzii asupra înaintării de 200 m/lună realizată la galeria de bază Baia Sprie — Șuior în luna iunie 1964**, ing. Grama, C., ing. Chișu, V. și ing. Pascu, D.

Se analizează felul în care se execută diferitele operații în front și se expun factorii de care s-a ținut seamă la organizarea înaintării de 200 m/lună. Se descrie organizarea frontului de lucru, și se prezintă concluziile asupra realizărilor obținute.

Ședințele sesiunii s-au desfășurat cu participarea a circa 300 specialiști : geologi, ingineri, chimiști, geofizicieni etc. din cadrul T.P.E.M. și al întreprinderilor sale, ai altor unități ale Ministerului Minelor și Energiei Electrice (IPROMIN, ICEMIN, trusturi de exploatare etc.), precum și ai reprezentanților Comitetului geologic, ISEM etc.

În cuvîntarea de închidere, tov. ing. *Vierescu Viorel*, șeful oficiului geologic-M.M.E.E., a relevat nivelul calitativ ale lucrărilor prezentate, precum și activitatea complexă a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere, unitate care execută un mare volum de lucrări pentru punerea în valoare a substanțelor minerale utile, avînd și sarcina de a deschide și de a pregăti noi obiective industriale. Au fost arătate în continuare importantele obiective de viitor ale trustului în sectorul carbonifer, al minereurilor neferoase, al substanțelor nemetalifere, precum și sarcina de îmbunătățire a calității lucrărilor la nivelul mondial și de realizare a indicilor tehnico-economici ridicați.

Recenzii

Stoces, B. și Jung H., **Combaterea prafului și silicozei în industria minieră.** Editura tehnică, București, 1964.

Lucrarea vine să completeze un gol de mult simțit în literatura tehnică privitoare la combaterea prafului. Este o lucrare de sinteză a unui număr mare de publicații apărute pînă în anul 1962 în diverse țări ale lumii, a căror studiere constituie un schimb de experiență și de cunoaștere a stadiului mondial în domeniul combaterii pulberilor dăunătoare.

Lucrarea interesează întreg personalul tehnico-inginerese din industria minieră care activează în unități miniere, sectoare de cercetări miniere de pe lîngă trusturi și combinate, institute de cercetări miniere și inspecții de stat, medicii din institutele de igienă și protecția muncii și medicii din teren preocupați de problemele protecției muncii din exploatările miniere, precum și studenții de la Institutul de mine, pentru completarea cunoștințelor primite la cursuri. Lucrarea ajută mult personalul inginerese, care, ocupat cu sarcini de producție, nu are posibilitatea de a destina mult timp studierii de material documentar în limbi străine.

În cele 28 capitole lucrarea prof. B. Stoces din Praga și prof. H. Jung de la Freiberg tratează în mod cuprinzător problema complexă a combaterii prafului și silicozei în minierit.

După o scurtă introducere se descriu factorii care determină nocivitatea prafului, subliniindu-se importanța mărimii, formei și a compoziției chimice a particulelor de praf, precum și nocivitatea specifică a prafului de cuarț, cărbune, a prafului radioactiv, a amestecurilor de praf și minerale, precum și normativele privind concentrațiile maxime admise de praf în atmosfera locurilor de muncă, în diferite țări.

În următorul capitol, care se referă la formarea prafului, se redau succint sursele de praf din mină și influența mecanizării, concentrării lucrărilor miniere, naturii rocii, grosimii și înclinării zăcămîntului, aerajului, constituției petrografice și a gradului de încarbonizare asupra cantității de praf care se formează în mine. La fel de succint sînt arătate în continuare proprietățile fizice mai importante ale prafului ca : mărimea și greutatea particulelor de diferite diametre, mărimea suprafeței particulelor, sarcina electrostatică și, legat de aceasta, capacitatea de plutire și de transport a prafului de către curenții de aer în lucrările miniere subterane.

Reține atenția capitolul privitor la aparatele de măsurare a cantității de praf în suspensie pe principiile conimetric și gravimetric (diverse conimetre, dispozitive cu filtre, impingerul, tindalometrul, precipitatorul termic etc.), la metodele pentru determinarea mărimii particulelor de praf (optică și prin sedimentare) și la metodele pentru determinarea compoziției chimice a prafului (calcinarea, microscopia, analiza rentgenografică, termică diferențială și chimică). Studierea acestui capitol permite o orientare corespunzătoare în alegerea și dotarea unităților miniere și instituțiilor ce se ocupă cu astfel de determinări.

În mod special trebuie făcută mențiunea pentru capitolele ce tratează mijloacele tehnice pentru prevenirea și combaterea prafului la diferitele operații generatoare de praf, care ocupă cel mai mare număr de pagini din lucrare. Ca mijloace de combatere a prafului la perforare se analizează perforarea umedă axială și laterală, prezentîndu-se diverse construcții de perforatoare străine pentru perforarea umedă, precum și unele captatoare (separatoare) de nămol pentru perforarea umedă a găurilor ascendente, perforarea uscată, descriindu-se caracteristicile și rezultatele obținute în experimentarea și exploatarea celor mai importante instalații de captare uscată a prafului de la talpa sau de la gura găurii de mină și domeniile lor de aplicare. Tot pentru captarea prafului la perforare se descrie pe larg procedeul de captare a prafului cu spumă. Pentru prevenirea și combaterea prafului la împușcare se analizează — alături de prezentarea de construcții de perforatoare — procedeul perdelelor de ceață, burajul cu apă, pungi cu apă, filtre uscate, perdele de praf inert. În legătură cu încărcarea și transportul se descriu procedeele de prevenire a formării prafului la încărcarea manuală și mecanizată, precum și la punctele de reîncărcare, la transportul prin cădere

liberă, cu scocuri, benzi, transportoare cu raclete, precum și posibilitățile de neutralizare a prafului depus pe căile de transport, pentru a face imposibilă ridicarea lui din nou în atmosferă, prin aplicarea crustei de sare, pastă de clorură de potasiu, leșie sulfitică etc. Este menționată și combaterea prafului la operația de rambleiere și combaterea prafului la exploatarea cu surpare. Deosebit de important pentru proiectarea minelor este paragraful referitor la considerațiile asupra celor mai importante metode de exploatare din punct de vedere al formării prafului. Este descris și procedeul de injectare a apei în stratele de cărbune ca mijloc modern de prevenire a formării și a combaterii prafului la tăierea cu ciocane de abataj și combaterea prafului la tăierea mecanizată a cărbunilor. Importanță deosebită prezintă capitolul care se referă la aerajul general al minelor și aerajul parțial al lucrărilor miniere în fund de sac, în legătură cu combaterea prafului în camere de depunere, cicloane și filtre pentru desprăfuire în coloanele de aeraj parțial.

Combaterea prafului în instalațiile de la suprafață, în special în cele de preparare la operațiile de transport, sfărîmare, clasare și concentrare, precum și dispozitivele de desprăfuire adecvate, fac obiectul unui alt capitol. Apa, ca mijloc principal de combatere a prafului, avantajele și dezavantajele acesteia, construcțiile existente de pulverizatoare, alimentarea cu apă a minelor prin conducte, recipienți transportabili, vagonete precum și substanțele umectante ce se adaogă apei pentru mărirea eficienței de captare a prafului formează cuprinsul a două capitole aparte.

În alte două capitole sînt descrise alte procedee de combatere, ca: procedeul cu praf inert, procedeul de separare a prafului cu ajutorul ultrasunetelor, folosirea aerosolilor în subteran pentru coagularea prafului. Tot în aceste capitole se tratează și problema importanței inhalării aerosolilor de calciu, aluminiu, aerosoli salini, electroaerosoli, pentru prevenirea îmbolnăvirilor prin silicoză. Dintre celelalte aspecte ale combaterii silicozei se analizează reducerea efortului fizic și a timpului de lucru, curățirea zilnică a îmbrăcămintei de lucru și utilitatea folosirii mijloacelor individuale de protecție (măștile contra prafului).

O parte din lucrare este dedicată aspectelor medicale ale silicozei ca: patogeneza și clinica silicozei, evoluția bolii, controlul medical permanent, schimbarea locului de muncă, iradiația cu raze ultraviolete, inhalarea de penicilină pulverulentă, importanța tratamentului antituberculos pentru evoluția silicozei, statistica și consecințele economice ale silicozei. Ultimul capitol al lucrării ne arată modul cum este organizată combaterea prafului în R.D.G., R.F.G., U.R.S.S., Belgia, Franța, Marea Britanie, Olanda, Austria, Elveția și R.P.R.

Ca lipsuri ale lucrării menționăm: tratarea insuficient de cuprinzătoare a capitolului referitor la măștile de protecție contra prafului, lipsa totală a prezentării pericolului prafului ce se dezvoltă în exploatările de barită și minereuri de mangan, precum și puținele referințe în legătură cu praful radioactiv.

Găsim că traducerea acestei lucrări, care tratează într-un mod unitar problema complexă a silicozei, a fost oportună, venind în ajutorul celor care se preocupă cu combaterea prafului și silicozei în minerit.

Ing. **P. Bitir**

Guran, M. și Tripșa, I. **Noutăți în pregătirea minereurilor de fier pentru furnal.** Editura tehnică, București, 1964.

Dezvoltarea bazei tehnico-materiale a socialismului și creșterea în ritm susținut a producției industriale sînt condiționate de nivelul de înzestrare tehnică a muncii și de gradul de extindere a progresului tehnic.

Pe linia introducerii tehnicii noi, în industria siderurgică se impune din ce în ce mai mult aplicarea, într-o proporție crescîndă, a pregătirii minereurilor de fier pentru furnal. Astfel în prezent, aproape 70% din producția de fontă se realizează în țara noastră, pe bază de aglomerat, în furnale mari de 700 și 1000 m³.

Obținerea unor indici tehnico-economici superiori în procesul de elaborare a fontei, a impus pe de o parte introducerea pe scară largă a metodelor moderne de concentrare a minereurilor de fier și pe de altă parte pregătirea acestor concentrate fine, astfel încît să corespundă din punctul de vedere al condițiilor fizico-mecanice pentru procesul de furnalizare. În felul acesta, problema preparării și pregătirii minereurilor de fier a căpătat în ultimii ani o importanță deosebită. Importanța care se acordă acestor probleme este consecința firească a următoarelor cauze mai importante:

— reducerea rezervelor de minereuri bogate, fapt care duce la creșterea proporției de minereuri sărace exploatate necesitînd prepararea mecanică:

— prin preparare mecanică, în marea majoritate a cazurilor, rezultă concentrate fine care necesită pregătirea pentru utilizare în furnal;

— avantajele ce rezultă, în sectorul siderurgic, ca urmare a utilizării unor concentrate bogate și aglomerate, în procesul de elaborare a fontei.

Ținînd seamă de progresul tehnic realizat pe plan mondial în domeniul valorificării raționale a zăcămintelor de minereuri de fier, lucrarea „Noutăți în pregătirea minereurilor de fier pentru furnal" de Mircea Guran și Iosif Tripșa are drept scop să facă cunoscut unui cerc larg de lucrători și specialiști în domeniul minier și siderurgic realizările importante în ceea ce privește pregătirea minereurilor și concentratelor fine de fier.

Se remarcă utilizarea unui bogat și cuprinzător material bibliografic. De asemenea, trebuie menționat că legătura strînsă a autorilor, atît cu institutele de cercetări din țara noastră (ICEM, ICEMIN, Academia R.P.R.), cît și cu unitățile producătoare, a contribuit în mare măsură la cunoașterea și prezentarea realizărilor mai importante obținute pe plan mondial și a celor din țara noastră.

Lucrarea cuprinde două părți: în partea I sînt expuse bazele de materii prime și evoluția tehnicii preparării minereurilor de fier, iar partea a II-a — a metodelor de pregătire a minereurilor pentru furnal.

În capitolul I din partea întîi se prezintă zăcăminte importante de fier din țara noastră și din străinătate și se expun condițiile de calitate impuse minereurilor și concentratelor, condiții care pot fi apoi urmărite comparativ la minereurile noastre și cele din străinătate. Al doilea capitol din partea I tratează metodele și tendințele noi în concentrarea minereurilor de fier. Aici sînt trecute în revistă procesele de sfărîmare, ciuruire, măcinare și cele de concentrare. Reține atenția tendința de reactualizare a unor procese gravitaționale vechi ca principiu, însă înnoite ca realizare practică (preparare în suspensii grele, preparare gravitațională cu spirale elicoidale). Sînt redate procesele de separare magnetică în cîmpuri de diferite intensități. Se insistă de asemenea asupra aplicării din ce în ce mai largi a procesului de flotație. Se tratează succint și domeniul nou al metodelor chimice în prepararea acestor minereuri.

Partea a II-a cuprinde trei capitole principale: brichetarea, aglomerarea și peletizarea. Cu toate că brichetarea minereurilor de fier are din punct de vedere economic posibilități limitate de aplicare, sînt scoase în evidență metodele care ar putea prezenta interes. Aglomerarea este tratată pe larg, insistîndu-se în special asupra metodelor care cîștigă tot mai mult teren pe plan mondial. Un capitol dezvoltat îl constituie pregătirea amestecului de aglomerare și descrierea fenomenelor fizico-chimice ale procesului de sinterizare care de altfel formează baza obținerii unui aglomerat cu calități superioare. Sînt tratate, cu exemplificări din practică, aglomerarea autofondantă, schemele tehnologice pentru diferite fabrici de aglomerare, căile de intensificare a procesului de sinterizare, precum și noutăți în domeniul utilajelor tehnologice de bază din fabricile de aglomerare. Mai restrîns se tratează în lucrare procesul peletizării și în special metodele de peletizare, care ar fi fost interesant de dezvoltat ceva mai pe larg. Procesul de ardere a peletelor crude este documentat redat, fiind trecute în revistă principale metode folosite. Ar fi meritat să se expună mai amplu, și eventual cu exemple, posibilitățile de aglomerare de micropelete, împreună cu minereuri mărunte (0—6 mm) fiind un caz particular în condițiile țării noastre. În ultimele capitole sînt tratate cele

mai noi tendinţe ale tehnicii pregătirii minereurilor cum sînt : prereducerea, ferococsul, ferococsul brichete, precum şi problemele de aumtoatizare a proceselor tehnologice. Un deosebit interes prezintă capitolul unde se expune pe larg influenţa preparării şi pregătirii minereurilor asupra indicilor tehnico-economici ai furnalului.

În lucrare se întîlnesc unele scăpări sau imprecizii care nu sînt însă de natură să micşoreze valoarea lucrării.

Ca domeniu de specialitate, lucrarea se situează la graniţa dintre sectorul minier şi cel siderurgic. Prin felul cum a fost concepută şi dezvoltată, ea face o legătură şi întrepătrundere între aceste domenii. În acest sens, lucrarea se recomandă atît lucrătorilor din sectorul minier cît şi celor din sectorul siderurgic.

Apariţia acestei cărţi în etapa actuală reprezintă un aport deosebit, deoarece în literatura de specialitate editată în limba română aceste probleme nu au fost tratate pînă în prezent.

Ing. **M. Sîrbu**

DOCUMENTARE

B r i d e n , H., **Un nou sistem de tăiere a cărbunelui prin impact.** Colliery Engineering, 42, nr. 491, ian, 1965, p. 4—7.

Noua sculă tăietoare este destinată tăierii cu mare viteză a cărbunelui de orice tărie, caracterizîndu-se în primul rînd printr-o prăfuire foarte redusă. Percutorul realizează o mişcare vibrantă, cu două lovituri pe secundă, cu o energie de izbire de 90—150 kgm. Tăierea se face prin montarea a cîte două astfel de percutoare de o parte şi alta a unui şasiu de plug de cărbune.

* * * **Folosirea ultrasunetelor în industria minieră.** Colliery Engineering 42, nr. 491, ian., 1965, p. 31—37.

Se face o prezentare a dispozitivelor care funcţionează pe bază de ultrasunete. În continuare se arată modul de folosire a acestora în industria minieră şi anume: controlul nivelului de umplere a silozurilor, controlul transportului pe linia ferată în subteran cu comanda dirijării vagonetelor pline sau goale, controlul şi dirijarea introducerii vagonetelor în colivie, controlul instalaţiilor de extracţie, controlul nivelului în bazinele de colectare a apelor.

W o l f f , D. **Progrese recente în exploatarea zăcămintelor de minereuri de grosime mică şi de mare înclinare.** Erzmetall, 18, nr. 1, ian, 1965, p. 1—9.

Autorul analizează, pe baza exemplului zăcămîntului de pirită şi barită de la Meggen, progresele realizate în domeniul exploatării zăcămintelor filoniene de minereuri. În R.F.G. s-a pornit de la exploatarea ascendentă cu rambleiere, s-a trecut la metoda cu aripi înclinate şi rambleiere şi s-a ajuns la metoda cu galerii de suborizont cu prăbuşire, ca în cazul zăcămîntului de la Meggen.

În S.U.A., în condiţiile grele de exploatare, iniţial s-a folosit metoda de exploatare cu susţinerea în cadre paralelipipedice, care s-a părăsit, fiind tot mai mult înlocuită prin metoda de exploatare în trepte răsturnate cu susţinere ancorată şi rambleierea hidraulică.

Zăcămîntul de la Meggen are grosimi de pînă la 6 m, grosimea medie variind între 2,5 şi 3,0 m. Pentru moment la Meggen se tinde spre renunţarea la rambleu şi trecerea la exploatarea cu camere cu înmagazinare, cu galerii de subetaj, metodă prin care s-au obţinut pînă în prezent productivităţi în abataj de 25—35 tone/post.

Se analizează, preţul de cost şi productivitatea muncii la mina Meggen comparativ la diferitele metode de exploatare aplicate pînă în prezent.

B e e t z , H. **Experimentarea împuşcării cu azotat de amoniu şi motorină în carieră.** Erzmetall, 18, nr. 2, 1965, p. 65—73.

Experimentările s-au efectuat în perioada 1960—1964 în rocile din descopertă şi parţial în minereu. Cercetările au avut ca scop să stabilească posibilitatea folosirii amestecului în vrac, sau încartuşat, vărsat sau injectat în gaura de sondă, felul amorsării, plasarea amorsei, reducerea cheltuielilor de forare şi de buraj. Aspectul burajului s-a analizat corelat cu numărul şi mărimea suprafeţelor libere şi cu distanţa dintre găuri. Folosind amestecul în proporţie de 75% din întreaga încărcătură s-au putut reduce cheltuielile de împuşcare cu 20%.

* * * **Bandă transportoare din PVC.** Mining Journal **264,** nr. 6753, 22 ian, 1965, p. 59.

Transportorul tip Mineveyor are banda impregnată şi acoperită cu policlorură de vinil, care prezintă o rezistenţă superioară, dispunînd şi de un sistem automat de control al alungirii benzii. Transportorul este flexibil pentru role cu diametre reduse şi rezistent la foc şi la acţiunea abrazivă a uleiurilor şi a umidităţii. În prezent se construiesc transportoare tip Mineveyor cu lăţimi de 600—1200 mm.

S a n d e r , H. R. **Aspecte şi consideraţii privind mecanizarea în abataj în minele de cărbuni din R.F. Germană.** The Mining Engineer, **124,** nr. 52, ian, 1965, p. 243—254.

După o scurtă comparaţie a condiţiilor geologice din minele de cărbuni din Anglia şi R.F. Germană, se analizează tendinţele în procesul mecanizării abatajelor şi a săpării galeriilor. În încheiere se examinează mecanizarea susţinerii şi a rambleierii în strate cu diferite înclinări, insistîndu-se asupra rezultatelor care se pot obţine prin combinarea rambleierii şi a susţinerii mecanizate.

B o g o l i u b o v , B. P. şi A s t a f i e v , I u. P. **Experienţa folosirii în cariere a construcţiilor subterane.** Gornîi Jurnal, nr. 3, 1965 p. 14—19.

Autorii expun experienţa folosirii, în U.R.S.S. şi în ţările occidentale, în cariere, a construcţiilor subterane, ca: rostogoale verticale şi înclinate şi galerii de coastă, în vederea scurtării liniilor de transport din cariere situate la cote de la 100 pînă la 600 m faţă de nivelul de bază.

Se analizează costul investiţiilor şi al cheltuielilor de exploatare pentru ambele variante :

— cu folosirea traseelor pentru transport cu autobasculante ;

— cu folosirea construcţiilor subterane indicate mai sus pentru efectuarea transportului prin greutatea proprie, scurtîndu-se celelalte căi de transport.

Se dau două exemple de efectuare a transportului prin construcţii subterane de la carierele Kadjaransk şi Kerol.

La folosirea puţurilor verticale şi înclinate distanţa de transport se reduce de 2—3 ori faţă de cel cu auto şi de 4 ori faţă de cel cu cale ferată.

Vaghin, V. V. **Să se introducă cît mai larg piatra turnată la instalaţiile de preparare de la combinatul Krivoi Rog.** Gornîi Jurnal, nr. 3, 1965, p. 48—50.

Se expun rezultatele pozitive ale experienţei făcute în decurs de mai mulţi ani cu folosirea pietrei turnate la diferite piese de la instalaţiile de preparare (conducte, coturi, jghiaburi etc.), în vederea îmbunătăţirii indicilor tehnico-economici de exploatare.

Se arată pe scurt tehnologia fabricării diferitelor piese de uzură, precum şi a hidrocicloanelor. Se insistă asupra modului de îmbinare între piesele componente făcute din piatră turnată.

La uzinele de preparare IUGOK, NKGOK ş.a. s-au căptuşit cu piatră turnată circa 6 000 m² de jghiaburi; 380 de hidrocicloane din fontă turnată au fost înlocuite cu cele confecţionate din piatră turnată şi s-au montat circa 4 km de ţevi cu diametrul de 100—300 mm, a căror durată de serviciu este de 4—6 ori mai mare decît a ţevilor metalice.

Folosirea pietrei turnate are un efect economic important. De exemplu, la preparaţia IUGOK, chiar la un cost considerabil a pieselor din piatră turnată (1 tonă de piese din piatră turnată costă 210 ruble), pentru o cantitate totală de 1 500 tone de asemenea piese montate, se poate obţine o economie de circa 520 mii ruble şi circa 4 380 tone de metal.

Alexeevski, I. G. **Oportunitatea folosirii concasoarelor subterane şi alegerea lor după dimensiuni.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 10—12.

Se face o analiză tehnico-economică a folosirii concasoarelor subterane în legătură cu trecerea la metode de exploatare de mare productivitate.

S-au făcut analize granulometrice a minereului, constatîndu-se că, în funcţie de înălţimea rostogolurilor, bucăţile între 0—180 mm constituie circa 46—85%, iar restul materialului (15—54%) de granulaţie de peste 180 mm este necesar să se concaseze la instalaţiile respective din subteran sau de la suprafaţă.

Avînd în vedere că alegerea tipului de concasor corespunzător cerinţelor variate este dificilă, iar folosirea concasoarelor de tip mare în subteran implică cheltuieli ridicate, se ridică problema renunţării complete la concasarea mecanică în subteran a minereului.

Acest lucru se va putea realiza în mod treptat, folosind metode de împuşcare îmbunătăţite, care să asigure o granulaţie a minereului de maximum 250—300 mm.

Short, D. O'Sullivan, P. E. şi Bell, W. B. **Raportul Comisiei Internaţionale de iluminat.** The Mining Engineer, **124,** nr. 52, ian., 1965, p. 256—266.

Se prezintă o statistică a modului de iluminare în subteran în mai multe ţări şi condiţiile pe care trebuie să le îndeplinească lămpile de cap, gradul de iluminare al locurilor de muncă din subteran şi modul de realizare a iluminatului fix.

În continuare se prezintă, succint, ultimele realizări în domeniul iluminatului minier: iluminatul pentru televiziune şi fotografiere în subteran, lămpi pentru salvatori, lămpi portative, noi materiale folosite în iluminatul minier.

În încheiere se prezintă norme de iluminare în subtean, influenţa iluminatului asupra condiţiilor de tehnica securităţii şi productivităţii muncii şi preocupările actuale ale cercetării în domeniul iluminatului subteran.

* * * **Dispozitiv de măsurare continuă a concentraţiei de praf.** Mining Journal, **264,** nr. 6750, 1 ian., 1965, p. 6.

Noul dispozitiv este caracterizat prin exprimarea gradului de prăfuire în valori precise, ceea ce permite folosirea lui comodă în mină. Principiul de funcţionare a dispozitivului constă în folosirea unei hîrtii de filtru prin care în mod continuu se suflă aerul cu ajutorul unei pompe de vacuum cu diafragmă. Prin crearea unei diferenţe de presiune pe cele două feţe ale hîrtiei de filtru, care creşte pe măsura creşterii gradului de prăfuire a atmosferei, se poate deduce această prăfuire.

Dispozitivul poate funcţiona în mod continuu şi automat pe perioade de 30 zile, putînd da un semnal de alarmă în cazul în care se depăşeşte un anumit grad de prăfuire anterior fixat.

* * * **Detector semnalizator de monoxid de carbon.** Mining Journal **264,** nr. 6753, 22 ian., 1965, p. 60.

Noul detector, în greutate de 1,5 kg, se bazează pe un principiu care exclude necesitatea operaţiilor de întreţinere. Detectorul determină monoxidul de carbon din atmosferă şi emite semnalul de alarmă la depăşiri de concentraţie maximă admisibilă în condiţiile industriale. Aparatul este prevăzut cu un motor de 110 V, alimentat cu o baterie automată de acumulatoare.

Dardalhon, E. **Evoluţia condiţiilor de tehnica securităţii în industria minieră franceză în perioada 1841—1962.** Annales des mines, ian., 1965, p. 26—20.

Autorul face o analiză amănunţită a frecvenţei accidentelor mortale din industria minieră franceză: mine de cărbuni, mine de fier, mine metalifere, cariere şi turbării pe perioada 1841—1962.

În perioada 1861—1962, deci în decurs de 100 ani, numărul mediu anual de accidente mortale reportate la 3 milioane posturi a fost de 13,76 în minele de cărbuni, 25,10 în minele de minereuri şi 13,95 în alte exploatări miniere. În aceeaşi perioadă, frecvenţa medie a accidentelor mortale în minele de cărbuni a fost de 6,47 accidente mortale/milion tone cărbuni. În perioada 1951—1960 acest indicator, pentru minele de cărbuni din diferite ţări, a fost: 3,1 în Franţa; 5,1 în Belgia; 1,7 în Anglia; 1,0 în S.U.A. şi 1,6 în Olanda.

În încheiere se face o clasificare a accidentelor mortale pe cauze, precum şi o prezentare a datelor, minelor, cauzelor şi numărului de accidente mortale cu ocazia accidentelor colective ce s-au produs în perioada 1841—1962.

* * * **Grizumetru automat.** Electrical Revue, **176,** nr. 1, ian., 1965, p. 8.

Grizumetrul este alcătuit din două termocupluri, peste care este înfăşurată o bobină de încălzire — alimentată de la o baterie. Această bobină asigură insensibilitatea termocuplurilor la variaţia temperaturii ambiante. Unul din termocupluri, fiind acoperit cu un catalizator, provoacă oxidarea metanului ceea ce duce la o creştere a temperaturii, proporţional cu proporţia de metan. Cele două termocupluri sînt legate în serie şi în opoziţie, aşa fel încît încălzirea unui termocuplu determină trecerea unui curent care, amplificat, poate indica proporţia de metan din atmosferă. Grizumetrul semnalizează optic depăşirea unei aumite concentraţii de metan, anterior fixată drept limită.

Bitkolov, N. Z. şi Moroşnicenko, T. T. **Folosirea neutralizatorului gazelor de eşapament în lucrările subterane.** Gornîi Jurnal, nr. 2, 1965, p. 68—70.

Se arată procedeul pe baza căruia s-au făcut studii pentru neutralizarea gazelor de eşapament de la motoarele Diesel în doi şi în patru timpi, subliniindu-se că gazele de la motoarele în doi timpi sînt mai nocive.

Se dă schema construcţiei neutralizatorului NTJ—2.

Experimentarea s-a făcut în tuneluri de 120—200 m, în diferite condiţii de aerisire, folosindu-se ventilatorul Prohodka 500—2M.

Analiza datelor obţinute arată că în cazul unei autobasculante MAZ—205, echipată cu neutralizator pentru gazele de eşapament, trebuie să se introducă 4m³/s de aer proaspăt. Fără neutralizator cantitatea de aer necesară pentru aerisire este de circa 22 m³/s.

Economia obţinută la aerisire prin folosirea neutralizatorului va fi de circa 16,5 mii ruble/an şi autobasculantă.

Skuta, E. I. şi Lukovskii, S. I. **Despre rezervele posibile ale aerajului minelor.** Gornîi Jurnal, nr. 3, 1965, p. 26—30.

Se analizează procesul de aeraj la diferite mine de cărbuni şi de minereuri, în funcţie de producţia pe schimb a abatajelor, de gradul de concentrare a lucrărilor miniere şi de producţie anuală a minei.

Se dau rezultatele experimentărilor din laboratorul de aeraj de la Institutul de mine din Krivoi Rog cu privire la interdependenţa între consumul de aer şi producţia abatajului.

Totodată se arată variaţia prăfuirii aerului în funcţie de creşterea producţiei fronturilor de lucru la diferite viteze ale curentului de aer.

Din datele prezentate reiese că creşterea producţiei din abataje şi concentrarea lucrărilor miniere reprezintă o cale importantă de îmbunătăţire a aerajului la minele existente.

Studiul dependenţei între viteza necesară a curentului şi producţia abatajului arată că mărirea producţiei de abataj de 3—5 ori nu duce la creşterea proporţională a debitului aerului necesar pentru aeraj.

În consecinţă, folosirea tehnologiei noi de executare a lucrărilor, mărirea producţiei din abataje şi concentrarea lucrărilor miniere permit să se elimine deficitul de aer proaspăt constatat în prezent la minele din bazinul respectiv fără cheltuieli de investiţii.

Se arată că reconstrucţia minei Kirov va permite mărirea producţiei abatajelor pe schimb cel puţin de 3 ori, creînd totodată posibilitatea de reducere a aerului necesar de la 970 m³/s, cît s-a propus în proiect, la 620 m³/s.

Andreev, V. G. şi Diakonov, L. D. **Experimentarea sistemului de captare centralizată a prafului în cazul perforării cu perforatoare de coloană.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 64—67.

Se expune experimentarea făcută de Institutul ghipronichel la mina Zapoliarnîi cu instalaţia pentru aspirarea centralizată a prafului produs la perforarea găurilor de mină lungi cu diametrul de 65 mm, cu perforatoare de coloană.

Instalaţia este calculată pentru deservirea a şase perforatoare de coloană, amplasate pe o rază de 120 m de la dispozitivul de captare a prafului.

Se arată schema amplasării sistemului de captare a prafului, care constă din dispozitivul de captare compus dintr-un rezervor metalic din tablă de 3 mm grosime şi 260 l capacitate, prevăzut cu un filtru din pînză cu o suprafaţă de 4,3 m² şi cîteva ejectoare , care funcţionează cu aer comprimat, producînd un vacuum în rezervor de circa 560 mm coloană de mercur. Prin acţionarea ejectoarelor, praful din găurile în perforatoare se aspiră în rezervor, care se descarcă în mod automat. Conductele de aspirare au un diametru de 50 mm.

În cazul cînd nu lucrează toate perforatoarele, se iau măsuri ca să nu pătrundă aerul din atmosferă în conductă, prin perforatoarele care nu lucrează.

Efectul aspirării prafului a fost foarte mare, conţinutul de praf fiind redus la locul de muncă de la circa 1 000 mg/m³ la 18,9 mg/m³.

Viteza de perforare s-a mărit faţă de condiţiile cînd se lucra fără instalaţia de aspirare.

Experimentările au arătat că instalaţia cu aspirare centralizată a prafului este eficace îmbunătăţind în mod considerabil condiţiile sanitare-igienice ale muncii minerului de la perforare.

Cernov, O. I. şi Prîzîrev, V. N. **Despre influenţa umectării asupra emanaţiei de gaze din cărbune.** Ugol, nr. 4, 1965, p. 62—65.

Printr-o expunere documentată tehnico-ştiinţific se arată că recomandarea oficială de organele în drept de a folosi umectarea ca mijloc de intensificare a degazării nu este fondată.

Analizînd procesul de umectare a masivului de cărbune şi efectele lui asupra degazării, se prezintă rezultatele obţinute în trei faze de cercetare:

— aprecierea cantitativă a efectului de eliminare a metanului din masivul de cărbune prin apa injectată;

— înfundarea porilor cu apă şi conservarea în ei a metanului;

— evacuarea metanului din cărbune după umectarea lui.

Se subliniază că pînă în prezent problema interdependenţei apei şi a metanului din masivul de cărbune era examinată mai mult din punct de vedere calitativ , fără să se analizeze efectele cantitative, ceea ce a dus la concluzii eronate.

Prin experienţe şi calcule s-a dovedit că eliminarea metanului cu apă sub presiune, atingea de-abia 0,03% — 1,16% din volumul total de metan aflat în zona respectivă a masivului.

Prin lucrările de laborator se demonstrează că apa injectată cu presiune pînă la 90 kg/cm² umple microporii,porii intermediari şi macroporii în medie pînă la 62%, reţinîndu-se metanul conţinut.

În concluzie, pe baza experienţei în mină şi laborator, efectuate de Vost NII se arată că drenarea metanului după umectarea cărbunelui este micşorată.

Ca urmare se dau unele recomandări:

— în cazul umectării masivului de cărbune nu este raţional să se folosească sonde de evacuare a metanului;

— umectarea poate fi aplicată pentru reducerea presiunii gazului în cazul erupţiilor:

— umectarea eficientă a masivului de cărbune se obţine prin sonde adînci forate peste limita influenţei lucrărilor miniere.

Kircher, A. **Flotarea cărbunilor la mina Norstenn.** Glückauf **101**, nr. 1, 6 ian., 1965, p. 23—41.

Pornind de la ideea posibilităţii folosirii şlamurilor brute de cărbune ca adaos în fabricarea cocsului, autorul analizează rentabilitatea flotaţiei în funcţie de conţinutul de cenuşă din şlamurile brute. În continuare se descrie noua celulă de flotaţie tip Wenco cu capacitate de 1,5 m³ acţionată cu motor de 7,5 kW la 380 rot/min, avînd statorul şi rotorul căptuşite cu neopren.

În încheiere autorul arată modul de analiză statistică-matematică a rezultatelor flotaţiei, controlul flotaţiei şi elaborarea unei curbe corecte de flotaţie.

* * * **Limpezirea apelor din spălătoriile de cărbuni.** Colliery Engineering **42**, nr. 491, ian., 1965, p. 7.

Instalaţia de limpezire a apelor tip Acventrifloc funcţionează după principiul realizării într-o singură instalaţie a amestecării, coagulării şi sedimentării. Reactivii se introduc direct în zona de amestecare şi de reacţie. Un rotor asigură o acţiune hidraulică suficientă pentru realizarea amestecării şi circulaţiei apei spre o a doua zonă de reacţie de echilibrare. Viteza de limpezire maximă nu este limitată de debitul de apă, ci numai de viteza de decantare a particulelor floculate.

Valentiev, V. I., Griţai, In. L. şi Tatarenko, I. A. **Restabilirea proprietăţilor de filtrare a pînzei de capron.** Gornîi Jurnal nr. 3, p. 70—71.

Se descrie folosirea pînzei de capron la instalaţia de filtrare de la uzina NKGOK din Krivoi Rog, în locul pînzei de bumbac.

Consumul de pînză de capron pentru filtre în anii 1963—1964 a fost respectiv de 0,0041 şi 0,00424 m²/tona de concentrat.

S-a constatat că pînza de capron are o rezistenţă de 6—7 ori mai mare decît pînza de bumbac.

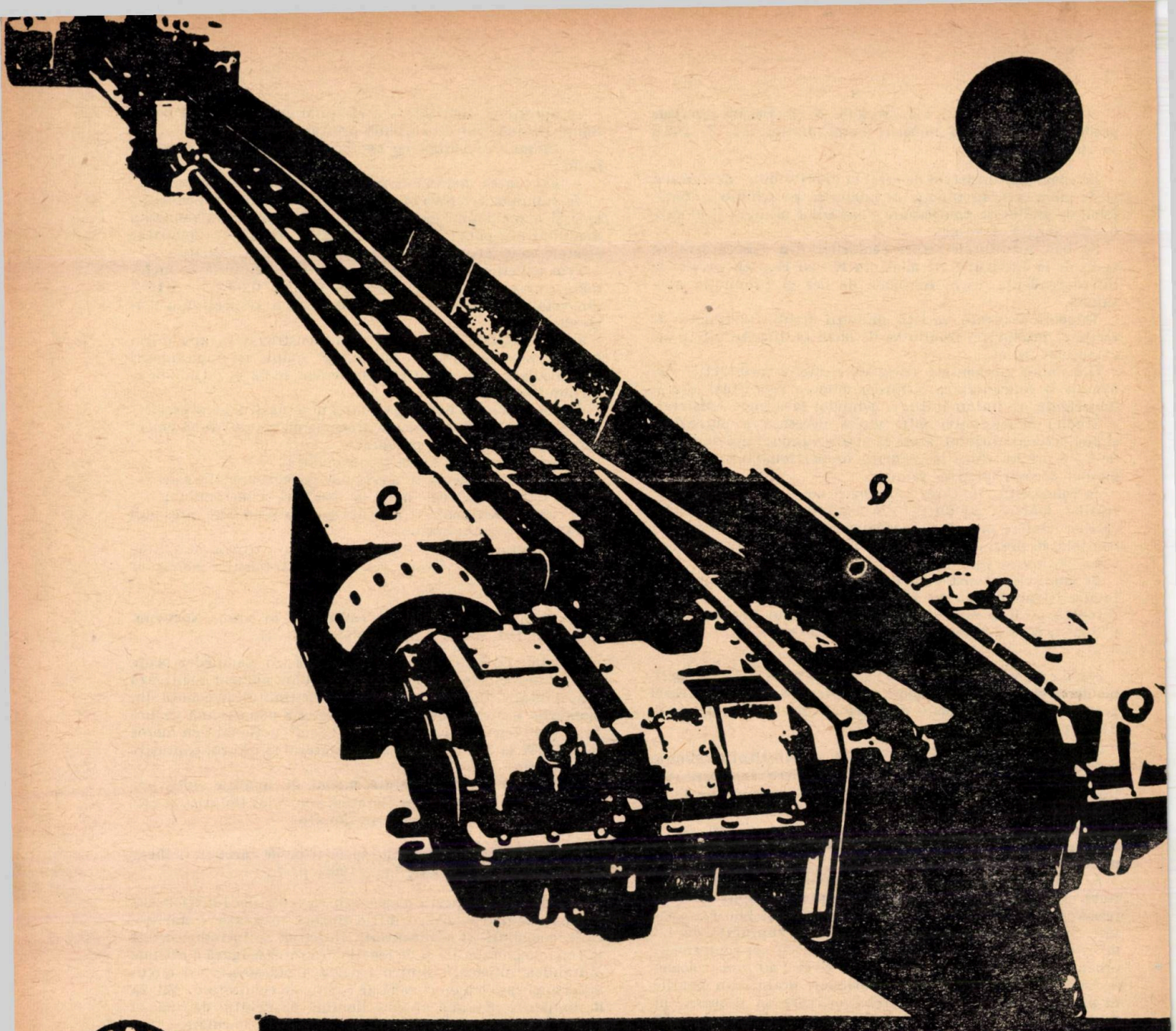
Pe de altă parte, s-a stabilit că în timpul folosirii pînza de capron pierde proprietăţile sale de filtrare, din cauza înfundării ei cu săruri de fier şi cu părţile fine ale concentratului.

Pentru restabilirea proprietăţilor de filtrare a pînzei folosite s-a întrebuinţat un amestec de 1 : 1 din acizi clorhidric şi sulfuric de 15% concentraţie. Se descrie procesul de curăţire, spălare şi uscare a pînzei de filtru.

S-a constatat că pînza regenerată s-a folosit cu rezultate pozitive încă 358 ore. În felul acesta timpul total de funcţionare a pînzei de capron se ridică pînă la 800—900 ore.

S-a dovedit că pînza de capron prezintă avantaje economice importante, datorită rezistenţei sale şi cheltuielilor mai reduse pentru montarea şi înlocuirea ei.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1883 DOKUMENTÁCIÓS OSZTÁLY



centrozap

ÎNTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERȚUL EXTERIOR

Exportă:

- *Mașini, instalații și utilaje pentru extracția, transportul și prepararea mecanică a cărbunelui și a altor substanțe minerale utile.*
- **combine cu tamburi;**
- **mașini pentru transportul cărbunelui;**
- **instalații complete pentru hidromecanizarea transportului orizontal și vertical în minele de cărbuni.**
- *Instalații pentru hidromecanizarea extracției cărbunelui;*
- **instalații complete pentru extracția cărbunelui;**

Furnizează:

- **Echipamente miniere complete, mașini, utilaje și instalații pentru rambleiere**

Katowice — Ligonia 7 — Polonia
Căsuța Poștală: 825
Telefon: 51-84-01
Telegrame: CENTROZAP Katowice
Telex: 31—242

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI | Nr. 7 | IULIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Алмэшан Бужор — *Горная промышленность в период шестилетнего плана и её задачи на ближайшие 5—10 лет.*

Калоиану Г., Мариан И. и Илиаш Н. — *Анализ средств механизации применяемых при выемке угля в тонких пластах бассейна Валя Жиулуй.*

Технико-экономический анализ оборудования применявшегося до настоящего времени в забоях шахт угольного бассейна Валя Жиулуй, условия его применения и полученные результаты.

Гаубе Р. — *Выброс метана и породы при проходке туннеля.*

Михайлович Н. — *О корреляции между запасами руды и металла в рудных месторождениях.*

Исследуется основная связь между запасами руды и их металлическим содержанием, устанавливается ее общность для рудных месторождений различного типа.

Вопрос рассматривается как аналитически так и практически; предлагаемая корреляция может служить расчетным методом для подсчета запасов металла при различных вариантах.

ЗАМЕТКИ

Мартинов М. — *Производственные испытания пенообразователей, производимых в стране и заменяющих тяжелое метиловое масло.*

Ницеску Т. — *Испытание нового варианта подготовительных работ при системе разработки подэтажными штреками.*

Из деятельности Министерства горной промышленности и электроэнергии

Тематика журнала на 1965 й год

ИНФОРМАЦИИ

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Almăşan Bujor. *Die Bergbauindustrie während der Periode des Sechsjahresplanes und deren hauptsächliche Aufgaben in den nächsten 5—10 Jahren.*

Caloianu, Gh. Marian, I. und Iliaş, N. *Analyse der in den dünnen Flözen des Jiutaler Kohlenbeckens bisher angewandten Mittel zwecks Mechanisierung der Schrämarbeit.*

Der Aufsatz enthält eine technisch — ökonomische Analyse der in den Abbauen des Jiutaler Kohlenbeckens verwendeten Kohlenschneidern bei gleichzeitiger Anführung der erzielten Ergebnisse u. der Bedingungen für deren Anwendungsmöglichkeit in dieser Lagerstätte.

Gaube, R. *Methanausbrüche im Gestein bei der Ausfahrung eines hydrotechnischen Stollens.*

Mihailovici, N. *Über die Wechselbeziehung zwischenden Erzvorräten und dem Metallgehalt der Lagerstätten.*

Der Verfasser untersucht die zwischen den Erzvorräten und deren Metallgehalt bestehenden Wechselbeziehung und bestimmt deren Verallgemeinerung für verschiedene Lagerstättenypen. Diese Wechselbeziehung, welche eine neue Berechnungsmethode des Metallvorrates ermöglicht, wird sowohl analytisch als auch praktisch dargelegt.

NOTIZEN

Martinov, M. *Industrielle Versuche bezüglich der Herstellung von Schäumern, als Ersatz des schweren Methylöles.*

Niţescu, T. *Erprobung einer neuen Variante der Vorrichtungsarbeiten für die Abbaumethode mit Teilsohlen.*

Aus der Tätigkeit des Ministeriums.

Thematik der Revista Minelor für das Iahr 1965.

INFORMATIONEN

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Almăşan Bujor. *L'industrie minière durant le plan sexennal et ses charges fondamentales dans les 5 à 10 années suivantes*

Caloianu, Gh., Marian, I., et Iliaş, N. *Analyse des moyens mécanisés appliqués actuellement à l'abatage du charbon dans les veines minces aux mines de Valea Jiului*

On présente une analyse technico-économique des machines utilisées à l'abatage du charbon dans les tailles du bassin charbonnier de Valea Jiului, en indiquant les conditions d'application ainsi que les résultats acquis.

Gaube, R. *Une éruption de grisou et de roches au creusement d'un tunnel hydrotechnique.*

Mihailovici, N. *Sur la corrélation entre les réserves de minerai et celles de métal dans les gîtes métallifères*

L'auteur examine la corrélation fondamentale qui existe entre les réserves de minerai et la teneur en métal, soulignant le caractère général de celle-ci pour les différents types de gîtes métallifères. Cette corrélation est présentée analytiquement et pratiquement, pouvant constituer une méthode de calcul pour déterminer la réserve métallique en différentes variantes.

NOTES

Martinov, M.: *Essais à l'échelle industrielle avec des réactifs écumants indigènes, succédanés de l'huile de méthyle lourde*

Niţescu, T.: *Expérimentation d'une nouvelle variante de traçage à l'application de la méthode d'exploitation par voies de sous-niveaux*

Sur l'activité du Ministère des mines et de l'energie électrique

Les thèmes éditoriales de la Revista Minelor pour l'année 1965.

INFORMATIONS

COMPTES—RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Almăşan Bujor. *The mining industry in the period of the Six Year's Plan and its fundamental obligations for the following 5—10 years.*

Caloianu, Gh., Marian, I. and Iliaş, N. *The analysis of the methods of mechanization of coal cutting, employed until now, in the small layers of the Jiu Valley.*

A technical-economical analysis of the coal cutting machines used in the hewing of the Jiu Valley coal basin is expounded, the conditions of their application indicated, as well as the results obtained.

Gaube, R. *The blow—out of methane and sterile during the excavation of a hidrotechnic tunnel.*

Mihailovici, N.: *About the correlation between the ore reserves and the metal contents of the deposits.*

The author examines the fundamental correlation between the reserves of ore and the contents of metal, establishing the generality of that correlation for various types of metal-bearing deposits. The correlation is examined analytically as well as in practice, and may represent a calculation method of the metal reserve in different readings.

NOTES

Martinov, M.: *Experiments in industrial phase for finding foaming agents, produced in our country and replacing the heavy oil of methyl.*

Niţescu, T.: *Experimenting a new preparation variant of the application of sub-level stoping.*

From the activity of the Ministry of Mining and Electrical Energy

Themes of the Revista Minelor, in 1965.

INFORMATIONS

REVIEWS

DOCUMENTATION

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

1985 OKT 1

Uzinele de autocamioane

STEAGUL ROȘU

Brașov - Strada Toienelor Nr. 5

Telefon 63-10

E 1433

REVISTA MINELOR

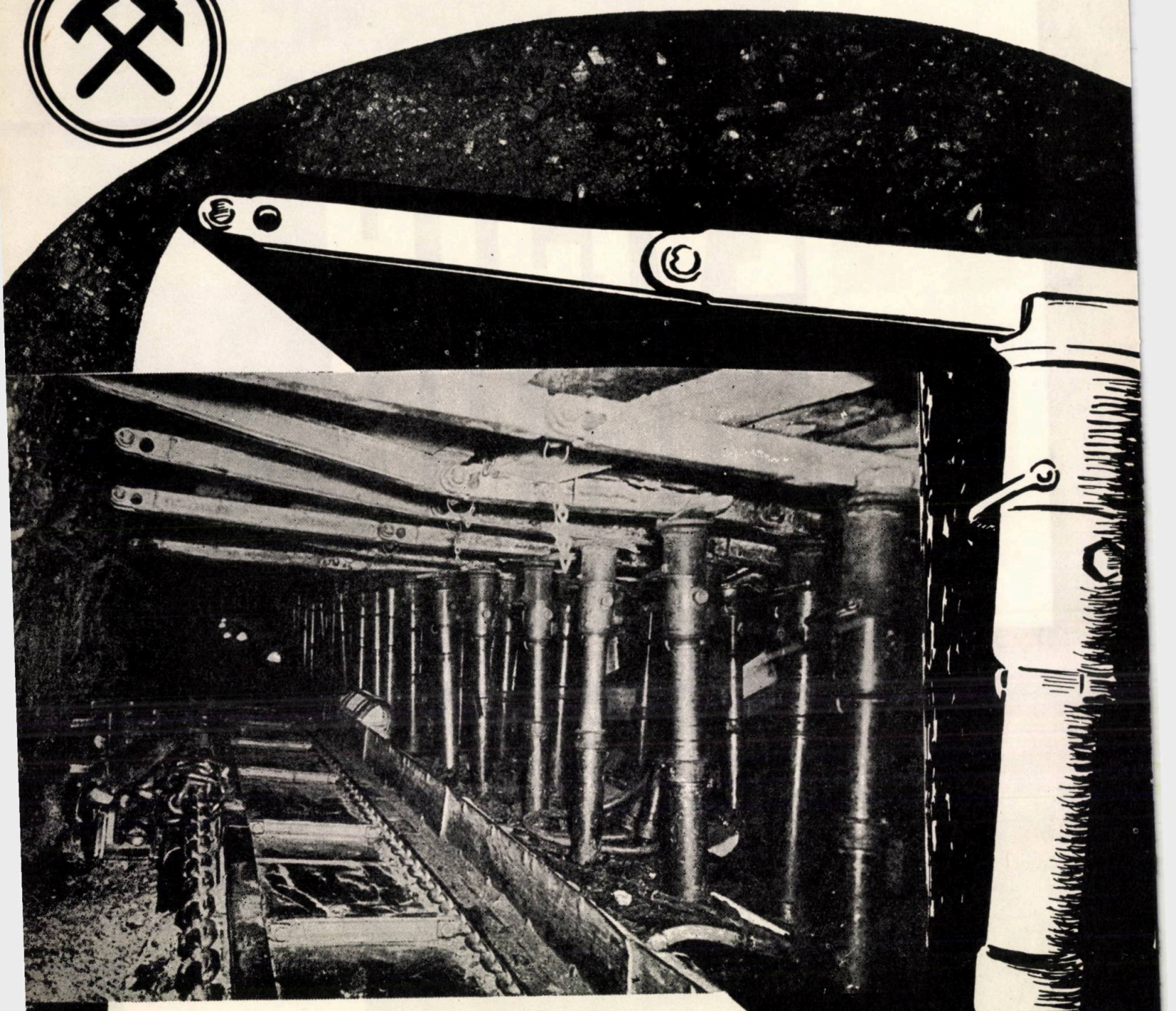
8

AUGUST

1965

BUCUREȘTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 313 — 360.



ABATAJ CU FRONT LUNG,
DOTAT CU PLUG PENTRU CĂRBUNE,
SUSȚINUT DE STÎLPI HIDRAULICI,

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1963

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL 16 Nr. 8 1965

CUPRINS

Pag.

ZIUA MINERULUI 313

Tucra, St., Obadă, C., Ghionea, C. şi Posa, V. **Săparea tunelului Aluniş** . . . . . 315—318

Zămîrcă, P., Amărăscu, Ritta, Mănescu, M., Posa, V. şi Schmidt, H. **Consideraţii privind susţinerea prin beton toreretat** . . . 318—329

Leţu., N. şi Dijmărescu, I. **Rezultatul unor încercări efectuate cu explozivul AM—1** 329—331

Jugureanu, N., Băltăreţu, R.

Coculescu, Gr., Oprea, N. Iuşan Rozalia şi Costîngioară N. **Raţionalizarea aerajului unei mine de cărbuni de adîncime mare şi cu degajări intense de metan. Efecte economice şi de securitate a muncii** . . . . . 331—337

Ropceanu, F. **Posibilităţi de valorificare superioară a serpentinelor alterate din regiunea Tişoviţa-Liubotina** . . . . . 338—341

Iarţu, S. **Probleme noi în proiectarea şi exploatarea iazurilor de decantare din industria minieră** . . . . . 342—346

NOTE

Mărdărescu, Gh. **Consideraţii asupra stîlpilor metalici de abataj** . . . . 346—349

Krüger, S. **Determinarea puterii efective minime la instalaţiile de extracţie minieră** . . . . . 350—351

Florescu, N. **O nouă cale de valorificare a magnezitei — fabricarea xilolitului** . . . . . 352—353

DIN EXPERIENŢA ÎNTREPRINDERILOR

Vereş. I. **Consolidarea puţului de extracţie de la E. M. Rodna Veche** 353—355

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BIRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. ing. HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei R.P.R.; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; conf. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPAŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

I. P. I. — c. 2729

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 8 AUGUST 1965

СОДЕРЖАНИЕ

* * * *День шахтёра*

Цукра Шт., Обадэ К., Гиоия К. и Поса В. *Проходка туннеля „Алуниш".*

При проходке длиннейшего в стране горного туннеля Алуниш была осуществлена средняя скорость одного забоя 220 м. в месяц и максимальная скорость — 275 м. в месяц.

Эти результаты получены благодаря организации работ и применению современного бурового и погрузочного оборудования.

Зэмыркэ П., Амэрэску Рита, Мэнеску М., Поса В. и Шмидт Г. *Некоторые соображения в связи с техникой крепления торкретбетоном и набрызг-бетоном.*

Описывается применение торкрет-бетона толщиной 3—10 см для крепления андезитовых пород, а также набрызг-бетона толщиной 20—40 см. для неустойчивых кристаллических сланцев при проходке туннеля Алуниш. Работы производились при помощи машины „Алива БС-12" с применением ускорителя схватывания бетона „Сигунит".

Лецу Н. и Дижмэреску И. *Результаты некоторых испытаний ВВ—АМ—1*

Приводится теория и результаты испытаний проведенных в карьере и на четырех рудниках с В.В. простейшего состава, типа Игданит.

Жугуряну Н., Бэлтэрецу Р., Кокулеску Г., Опря Н., Юшан Розалия и Костынджиоарэ Н. *Рационализация проветривания глубокой угольной шахты с интенсивным выделением метана. Результаты в области безопасности труда и экономический эффект.*

Ропчану Ф. *О возможностях комплексного использования выветренных змеевиков района Тишовица-Люботина.*

Описываются лабораторные испытания по обогащению выветренных змеевиков района Тишовица с целью получения магнезитового концентрата. Предлагается технология обогащения и указывается соответствующая технологическая схема.

Яру С. *Новые задачи проектирования и эксплуатации хвостохранилищ в горной промышленности.*

Рассматривается вопрос осаждения хвостов и очистки вод рудообогатительных фабрик. Делаются выводы о явлениях протекающих в массе осадков и предлагаются кондиции которым должны удовлетворять конструктивные элементы хвостохранилищ.

ЗАМЕТКИ

Мэрдэреску Г. *О металлических стойках в забое.*

Крюгер С. *Определение минимальной эффективной мощности подъемных машин.*

Флореску Н. *Новые пути использования магнезита — производство ксилолита.*

ИЗ ОПЫТА ПРЕДПРИЯТИЙ

Вереш И. *Ремонт подъемного ствола на руднике Родна-Веке.*

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

* * * *Der Tag des Bergmannes*

Ţucra, Şt. Obadă, C., Gheonea, C. und Posa, V. *Der Vortrieb des Tunnels Aluniş.*

Es wird die beim Bau des längsten bergmännischen Tunnels des Landes angewandte Technologie und Organisation des Vortriebes und Ausbaues beschrieben.

Zămîrcă, P., Amărăscu Rita, Mănescu, M., Posa, V. und Schmidt, H. *Betrachtungen bezuglich der Technik des Ausbaues mittels Spritzbeton.*

Die Verfasser berichten über die praktische Anwendung des Spritzbetons beim Ausbau des Hauptstollens Baia Sprie Suior-Cavnic und des bergmännischen Tunnels Aluniş.

Leţu N. und Dijmărescu, I. *Ergebnisse einiger mit dem Sprengstoff AM-1 in Steinbrüchen und untertage angestellten Versuche.*

Es wird über die Theorie des Sprengens und die in Steinbrüchen und untertage mit dem Sprengstoff AM-1 erzielten Versuchsergebnisse berichtet.

Jugureanu, N., Băltăreţu, R., Coculescu, Gr., Oprea, N., Iuşan Rozalia und Costîngioară, N. : *Rationalisierung der Bewetterung einer Kohlengrube grosser Teufe mit intensiven Methangasausströmungen. Wirtschaftliche Auswirkungen und Arbeitsschutz.*

Ropceanu F. *Möglichkeiten fur eine höhere Verwertung der verwitterten Serpentine des Tişoviţa Liubotina Gebietes.*

Die Arbeit beschreibt die mit Tişoviţa er verwitterten Serpentinen im Laboratorium unternommenen Aufbereitungsversuche, zwecks Erzeugung von Magnesitkonzentraten. Es wird die Technologie der Aufbereitung auf Grund eines diesbezüglichen Schemas vorgeschlagen.

Iaru, I. *Neue Probleme bezüglich der Projektierung und dem Betrieb von Klärteichen bei den Grubenbetrieben.*

Der Artikel befasst sich mit dem Problem der Ablagerung der Abgänge und Reinigung der Abwässer aus den Erzaufbereitungsanlagen, durch Zuleitung derselben in die Klärteiche. Diese werden derart in die Klärteiche geleitet, dass deren Erhöhung keine Schwierigkeiten mehr bereitet. Aus den in den Ablagerungen auftretenden Erscheinungen werden Schlussfolgerungen gezogen und Vorschläge bezüglich der an das Bett und die Dämme der Klärteiche zu stellenden Bedingungen, sowie auch bezüglich des Einfallwinkels der Böschungen gemacht.

NOTIZEN

Mărdărescu, Gh. *Betrachtungen bezüglich der metallischen Abbaustempel.*

Krüger, S.: *Bestimmung der minimalen effektiven Kraft bei Gewinnungsanlagen.*

Florescu, N.: *Eine neue Verwertungsmöglichkeit des Magnesites : Erzeugung von Xilolit.*

AUS DEN ERFAHRUNGEN DER UNTERNEHMUNGEN

Vereş, I. *Konsolidierung des Förderschachtes beim Grubenbetrieb Rodna Veche.*

DOKUMENTIERUNG

Ziua Minerului

În fiecare an, Ziua Minerului este un prilej de cinstire a muncii neobosite a minerilor, izvorît din amintirea eroicelor lupte greviste de la Lupeni din august 1929, lupte care au aşezat minerii în primele rînduri ale mişcărilor muncitoreşti revoluţionare din ţara noastră.

Anul acesta, Ziua Minerului se sărbătoreşte sub semnul mîndriei succeselor repurtate şi, totodată, al hotărîrii de a înscrie noi realizări pe linia înfăptuirii şi depăşirii marilor sarcini ale desăvîrşirii construcţiei socialiste, pe linia traducerii în viaţă a programului vast de dezvoltare a ţării noastre, elaborat de Congresul al IX-lea al Partidului Comunist Român.

De la tribuna Congresului s-a subliniat încă o dată rolul important ce revine industriei miniere în cadrul politicii de dezvoltare a bazei tehnico-materiale a socialismului în ţara noastră. Această politică, orientată cu consecvenţă spre industrializarea socialistă şi dezvoltarea cu prioritate a industriei grele, se sprijină pe principiul fundamental al folosirii cît mai depline a posibilităţilor interne ale ţării, prin mobilizarea intensă a forţelor proprii şi valorificarea maximă a resurselor ei naturale.

Creşterea, prevăzută în Directive, a producţiei de cărbuni la 20—22 milioane tone în anul 1970 şi la 35—40 milioane tone în anul 1975 este menită să asigure în primul rînd premisele unei baze energetice corespunzătoare unui ritm înalt de industrializare, cum şi o producţie sporită de cocs. Dezvoltarea în ritm accentuat a producţiei de cărbuni implică sarcini anuale medii de creştere de 12% în perioada cincinalului următor, deci simţitor sporite faţă de indicele mediu realizat în perioada 1959—1965 (7,1%). Sporul de producţie preconizat în Directive se va obţine în mare măsură prin construirea de mine şi cariere noi, dezvoltînd extracţia bazinelor Văii Jiului şi Olteniei. Prin construirea a patru mine noi în Valea Jiului şi prin amplificarea maximă a minelor în funcţiune din acest bazin, se introduce în balanţă întregul potenţial al acestuia. În bazinul Olteniei, creşterea producţiei va proveni în bună parte din carierele de mare capacitate care se vor deschide la Rovinari, Tismana şi Valea Jiţului, precum şi din o serie de mine noi. Asigurarea capacităţilor de producţie în sectorul carbonifer va fi corelată în mod corespunzător cu mărirea gradului de mecanizare, cu extinderea susţinerii metalice în abataje, cu dotarea tehnică şi cu modernizarea unui mare număr de utilaje existente.

Dezvoltarea corespunzătoare a industriei extractive a minereurilor înseamnă, de asemenea, crearea unei baze de materii prime, necesară în special industriei metalurgice şi industriei chimice. Producţia de minereuri de fier va creşte în 1970 cu 42% faţă de anul 1965. Se prevede o creştere considerabilă şi a producţiei de minereuri neferoase, şi anume cu 57%. Asigurarea acestor nivele necesită deschiderea a două mine noi de fier în cîmpurile bazinului Hunedoara, punerea în exploatare a două zăcăminte noi de minereuri neferoase (Fundul Moldovei şi Leşul Ursului — zona complexă) şi amplificarea substanţială a capacităţilor unor mine din bazinul Baia Mare, precum şi a minelor Bălan şi Moldova Nouă. În faţa sectorului de minereuri neferoase stau o serie de sarcini de mare importanţă, legate de valorificarea superioară a rezervelor şi de asimilarea unor tehnologii avansate.

Directivele elaborate de Congresul al IX-lea al P.C.R. reliefează şi o sumă de sarcini în legătură cu punerea în valoare a substanţelor nemetalifere. Puţin cunoscute şi exploatate în trecut, substanţele nemetalifere au astăzi întrebuinţări multiple şi variate în diferite ramuri ale economiei naţionale, ale căror cerinţe cresc necontenit. Studiile de fundamentare a producţiei pentru anii 1966—1970 au arătat posibilităţile de dezvoltare a acestui sector, în baza rezervelor existente, şi ca atare s-au stabilit ritmuri medii anuale de creştere a producţiei de circa 22%, pînă la atingerea în 1970 a unui nivel de 2,7 ori mai mare faţă de anul 1965. Se vor dezvolta capacităţile de producţie ale exploatărilor Aghireş (caolin), Ostra (barită), Mircea Vodă (argilă caolinoasă), Baia de Fier (grafit), Săndulești (calcar), Murfatlar (cretă) ş.a. şi se vor pune în exploatare zăcăminte noi de substanţe minerale nemetalifere. Totodată, s-a prevăzut o creştere a producţiei de sare (cu 37%) pentru acoperirea necesităţilor industriei chimice, a industriei alimentare, a consumului uman şi a exportului, în care scop urmează a se deschide două saline noi.

Sarcinile de însemnătate deosebită care revin industriei miniere în viitorul cincinal şi în perioada de perspectivă confirmă în mod evident caracterul realist, ştiinţific al planurilor elaborate. La realizarea cu succes a sarcinilor viitoare, colectivele de mineri pornesc de pe baza trainică a rezultatelor de pînă acum.

Datorită grijii partidului şi guvernului, s-au alocat pentru creşterea capacităţilor de producţie ale minelor şi pentru îmbunătăţirea condiţiilor de muncă fonduri de ordinul miliardelor de lei. Este de subliniat,

de exemplu, faptul că pe căile de transport principale ale minelor, transportul nu numai că este aproape complet mecanizat (98–99%), dar se desfăşoară în prezent, în mod susţinut, acţiunea de extindere a electrificării acestuia. Gradul de mecanizare a operaţiilor grele din subteran, care altădată se executau manual, a atins un nivel ridicat. Încărcarea materialului se execută la înaintări cu ajutorul maşinilor de încărcat, iar la lucrările descendente verticale — cu ajutorul graiferelor electropneumatice. În procesul de tăiere a cărbunelui la frontul de lucru, munca a zeci de oameni este acum înlocuită de pluguri, combine şi haveze. În minele de minereuri, perforatoarele pneumatice pe suporţi înlocuiesc aproape integral perforatoarele manuale şi se extind tipurile de perforatoare cu parametri funcţionali îmbunătăţiţi. La executarea suitorilor s-a introdus cu rezultate bune instalaţia specială, mecanizată, de săpare. Prin metode de mare productivitate se extrage o parte însemnată a producţiei: la unele mine (cum sînt exploatările Cavnic şi Băiuţ din cadrul T.M. Baia Mare), ponderea metodelor de exploatare cu înmagazinare şi cu fişii înclinate pe direcţie depăşeşte în prezent 75–80%, iar la exploatarea minieră Şuior (din acelaşi trust), s-a trecut pentru prima dată în ţara noastră la exploatarea în carieră a unui filon metalifer. Extinderea pe scară tot mai largă a susţinerii lucrărilor miniere cu ancore, bolţari din beton, toreret, armături metalice etc. a permis economisirea anuală a mii de metri cubi de lemn de mină, în condiţii sporite de securitate a muncii.

Toate acestea au avut ca rezultat ridicarea neîntreruptă a productivităţii muncii, care în perioada şesenalului a crescut cu 47,2% la cărbune, cu 32% la minereurile neferoase şi cu 70% la minereurile feroase.

Soluţiile organizatorice îmbunătăţite aplicate în unele exploatări miniere au permis ritmuri de execuţie din ce în ce sporite. Pe această linie se înscriu rezultatele remarcabile obţinute în creşterea vitezelor de săpare a galeriilor, ca realizarea de 342 m/lună (exploatarea Vulcan, 1963) şi recordul de 355,1 m/lună (exploatarea Săsar — Baia Mare, 1964).

O contribuţie determinată în creşterea productivităţii muncii a avut-o şi preocuparea pentru ridicarea continuă a nivelului de calificare profesională a muncitorilor. Anual, mii de muncitori absolvă şcolile de mineri sau cursurile de calificare organizate pe lîngă majoritatea unităţilor miniere, căpătînd noi cunoştinţe profesionale, lărgindu-şi orizontul cultural şi tehnic.

Partidul şi guvernul manifestă permanent o atentă grijă faţă de îmbunătăţirea condiţiilor de muncă ale minerilor, alocînd fonduri importante pentru realizarea măsurilor cu caracter de protecţie şi securitate a muncii, în fiecare bazin minier. Astfel, numai în cursul acestui an şi numai în cadrul bazinului minier Maramureş, de pildă, au fost destinate lucrărilor de protecţia muncii şi de creare a unor condiţii mai bune de lucru peste nouă milioane lei. Extinderea perforajului umed la minele de minereuri în toate bazinele miniere ale ţării a permis reducerea apreciabilă a conţinutului de praf la locul de muncă. De asemenea, o preocupare permanentă o constituie elaborarea şi aplicarea măsurilor de tehnica securităţii pentru prevenirea traumatismelor şi a îmbolnăvirilor profesionale. Pe linia măsurilor legate de ocrotirea sănătăţii muncitorilor minieri, s-au înfiinţat, pe lîngă toate exploatările miniere, unităţi sanitare, dotate cu aparatură medicală modernă şi deservite de personal de specialitate, care asigură în mod gratuit o competentă asistenţă medicală.

Dezvoltarea rapidă a industriei extractive şi creşterea de la an la an a numărului de muncitori în bazinele miniere au necesitat un vast program de construcţii de locuinţe şi unităţi social-culturale. În fiecare an, minerilor le sînt puse la dispoziţie mii de apartamente. În afară de centrele miniere vechi, care au fost reconstruite şi extinse, pe harta ţării au apărut — sau sînt în curs de apariţie — noi oraşe muncitoreşti miniere. Numai în anul 1965 va fi dată în folosinţă, în centrele miniere, o suprafaţă locuibilă de circa 160 000 m². Saltul de la locuinţele insuficiente, neîncăpătoare şi insalubre din trecut, la blocurile noi, moderne, care se înalţă azi în toate centrele miniere, marchează grija de zi cu zi a partidului pentru viaţa minerilor şi a familiilor lor.

Zeci de şcoli, de toate gradele, îşi deschid acum larg porţile copiilor minerilor. Pentru formarea cadrelor inginereşti există un institut de învăţămînt superior minier la Petroşeni. În domeniul activităţii culturale, se mai pot cita cele două teatre cu activitate permanentă din Petroşeni şi Baia Mare, precum şi nenumărate alte aşezăminte de cultură — biblioteci, cluburi, case de cultură, cinematografe etc.

Astăzi, în pragul unui nou plan cincinal, lucrătorii din industria minieră se pregătesc să transpună în faptă sarcinile trasate de Congresul al IX-lea al Partidului Comunist Român şi, alături de ceilalţi oameni ai muncii, se angajează să ducă cu hotărîre mai departe, steagul victoriilor, pe drumul către zorile luminoase ale comunismului.

Săparea tunelului Aluniș

Ing. ȘT. ȚUCRA,
ing. C. OBADĂ,
ing. G. GHIONEA
și ing. V. POSA

Unul din zăcămintele noi, pus în evidență prin lucrările de explorare efectuate de T.P.E.M., este zăcămîntul din Valea Bistriței, din zona numită Leșul Ursului.

Pentru punerea în exploatare a acestui zăcămînt s-a prevăzut un complex de lucrări miniere în zona Leșul Ursului și construcții industriale pentru prepararea minereurilor, în zona Tarnița.

Tunelul Aluniș face legătura de transport între mina Leșul Ursului, situată pe valea rîului Bistrița, și incinta preparării Tarnița — amplasată pe pîrîul Brăteasa (Valea Moldovei).

Prin executarea acestei lucrări, în lungime de 6 100 m, se asigură transportul între cele două incinte a minereului, materialelor, personalului și a apei industriale, pompată din Bistrița, necesară instalației de preparare Tarnița.

În acest scop tunelul a fost săpat cu un canal special de 0,8 m², susținut în beton armat.

La baza proiectării tunelului a stat profilul geologic ipotetic în lungul traseului tunelului și descrierea complexului de roci presupuse a fi traversate. Din profilul geologic ipotetic a rezultat că 54% din lungimea tunelului traversează roci extra tari și foarte tari, constituite din porfirogene, gneise de Rarău și calcare care nu necesită susținere.

Pe parcursul săpării s-a dovedit că rocile traversate, fiind constituite din șisturi grafitoase și sericitoase în majoritate, necesită a fi susținute în proporție de 93%. În funcție de rocile traversate, susținerea definitivă s-a executat cu beton monolit, cu grosime între 25 și 40 cm, bolta zidită în bolțari, secțiunea circulară și secțiunea specială cu pereți curbi și vatră.

Profilul de săpare a variat între 8,5 și 13,4 m², iar susținerea provizorie s-a executat în armături metalice TH și lemn de brad.

Proiectul a prevăzut că galeria va fi săpată din două fronturi de lucru:

— frontul A — Tarnița;
— frontul B — pîrîul Ursului.

Din frontul B — pîrîul Ursului galeria a fost săpată în contra pantă, fapt care a atras după sine și o viteză de înaintare mai redusă.

Din lungimea totală de 6 100 m s-a executat din frontul A — Tarnița 2 940 m, iar din frontul B — 3 196 m.

În vederea măririi vitezelor de săpare la frontul A — Tarnița, s-au întocmit planuri de măsuri tehnico-organizatorice, care să asigure măsurile necesare în vederea unei realizări de peste 150 m/lună, începînd cu trimestrul IV 1964.

Avînd în vedere importanța săpării tunelului Aluniș, începînd cu trimestrul IV 1963 s-a trecut la organizarea unor înaintări, care au condus la realizări între 121 și 275 m/front-lună.

Factorii care au influențat asupra realizării vitezelor de înaintare în tunelul Aluniș au fost de ordin tehnic-organizatoric, precum și specializarea muncitorilor de la frontul de lucru și a celor de la operațiile auxiliare.

Organizarea și dotarea tehnică a locului de muncă

Energia pneumatică a fost asigurată de către trei compresoare Reșița a 15 m³, din care două compresoare în funcție și unul de rezervă, asigurînd și aerul comprimat necesar lucrărilor de reprofilare și betonare din urma frontului etc.

Energia electrică a fost asigurată de la sistemul energetic național printr-o stație de transformare cu un transformator de 420 kVA de la 15 la 0,4 kV.

La suprafață a fost amenajat un atelier mecanic pentru repararea utilajelor, precum și confecționarea anumitor piese de mică importanță. De asemenea, la suprafață s-a construit o stație de încărcare a acumulatorilor pentru locomotivele LAM-4 și un laborator pentru analiză și încercare a betoanelor.

Frontul de lucru a fost asigurat cu energia pneumatică la o presiune de 6—6,5 atm transportată de la stație la front prin conductă de 4″ montată cu flanșe. Apa industrială pentru perforarea și stropirea frontului a fost transportată pe o conductă de 2 ½″, presiunea fiind realizată prin diferență de nivel, în care scop s-a construit un bazin cu capacitate de 50 m³, alimentat de o pompă cu debit de 15 m³/oră.

Pentru transport s-au folosit locomotive cu acumulatori LAM-4.

Încărcarea sterilului s-a făcut cu două mașini de încărcat tip LZK-1 P și PML-5, din care una în funcție și alta în rezervă.

Frontul de lucru a fost urmărit de c.f. dublă pe lungime de 150 m; la capătul dublei s-a montat o placă pentru manevrarea vagonetelor goale cu capacitate de 0,60 m³.

Frontul a fost dotat cu toate sculele mărunte necesare săpării, montării c.f., conductei de apă și aer etc.

Perforarea

În funcție de tăria rocilor, cît și de posibilitățile de dotare cu utilaj la perforarea găurilor, s-au folosit următoarele tipuri de perforatoare:

— În luna octombrie 1963 s-au folosit perforatoarele PR-18 cu injecție de apă axială, oțel de sfredele hexagonal Ø 22, armat cu aliaj dur; s-a realizat o înaintare de 121 m/lună, la profil de 10,5 m².

— Perforatoarele PR-18 au fost înlocuite cu perforatoarele grele Atlas-Copco, cu care s-a realizat, în luna noiembrie 1963, o înaintare de 136 m.

— Perforatorul DK-7 ES cu întreg dispozitivul de avans și rotire a fost instalat pe o mașină de încărcat LZK-1 P, de la care a fost demontată cupa.

După operația de perforare, instalația se evacua de la frontul de lucru la distanță de 20—25 m, pe un macaz mobil din tablă, construit în acest scop.

După introducerea perforatorului Albo, în luna decembrie 1963 s-au realizat numai 131 m (avînd în vedere și instruirea muncitorilor), iar în martie 1964 — 204 m.

După circa 6 luni de funcționare a perforatorului Albo, acesta s-a înlocuit cu perforatoare PR-24, deoarece condițiile de rocă au permis această schimbare.

Organizarea locului de muncă

La alegerea brigăzii s-a ținut seamă de calificarea și experiența muncitorilor. De asemenea, s-a ținut cont de posibilitățile de folosire la maximum a timpului de lucru prin organizarea muncitorilor pentru lucrările auxiliare (transport, reparații, împușcare etc.).

Brigada de la înaintare a fost formată din patru echipe a şase oameni.

Componenţa echipei

— miner şef echipă	1
— mineri	2
— ajutori minieri	2
— vagonetari	1
	6

Personal utilizat la lucrări auxiliare (formaţia pe un schimb):

— mecanici de locomotivă	2
— însoţitori de tren	2
— vagonetari la manevră	2
— lăcătuş	1
— artificier	1
— electrician	1
	9

Locomotivele deserveau şi lucrările de betonare din spatele frontului.

În vederea realizării a 200 m tunel, în luna martie 1964 s-a întocmit un grafic ciclic care prevedea realizarea a 4 cicluri pe zi cu un avans de 1,85 m/ciclu.

Conform graficului, brigada trebuia să realizeze 108 cicluri cu 1,85 m/ciclu, respectiv 208,8 m/lună.

Depăşirea metrajului dat de graficul ciclic se datoreşte faptului că s-au realizat 114 cicluri cu media de 1,79 m/ciclu, adică 204 m.

Potrivit graficului ciclic operaţiile au decurs în felul următor:

— pregătirea pentru perforare consta din deplasarea maşinii de perforat Albo — la frontul de lucru, legarea furtunelor şi fixarea maşinii, copturirea frontului de lucru în care sterilul a fost evacuat din ciclul anterior;

— perforarea găurilor se executa de către minerul şef de echipă şi al treilea miner;

— doi muncitori montau c.f. dublă din spatele frontului;

— doi muncitori montau armătura provizorie în spatele frontului;

— găurile de mină se perforau în 80 minute, timp care se suprapunea cu operaţia de montare a c.f.;

— încărcarea găurilor se făcea de către artificier şi doi mineri în timp ce se evacua utilajul de perforare şi toate sculele din front.

Armarea şi bandajarea

Această operaţie a constat din: săparea pilugilor, montarea armăturilor TH în cîmpuri de 2 m şi bandajarea cu jumătăţi de lemn, împănarea şi strîngerea armăturii.

Încărcarea găurilor şi împuşcarea

Operaţia s-a executat de către trei persoane autorizate, în timp de 15 minute. Ca exploziv s-a folosit dinamita II şi capsele electrice cu micro întîrziere cu reofori lungi; cartuşul amorsat s-a introdus al doilea în gaură, mărindu-se astfel efectul de rupere şi micşorînd consumul de exploziv.

Burarea găurilor s-a făcut cu argilă dinainte pregătită.

Calea ferată la front se monta din panouri gata confecţionate cu traverse metalice. Această operaţie se executa imediat ce se termina operaţia de încărcare a sterilului.

Calea ferată dublă de la macaz se monta în timpul operaţiei de perforare de către doi muncitori din fiecare schimb, fiecare echipă executînd cota parte şi terminînd operaţia în al treilea ciclu (al treilea schimb). Schimbul IV avea de montat conductele de aer comprimat şi de apă şi calea ferată dublă ce se montează pe traverse de lemn cu şină de 13,75 kg/m. După ce dublaţia ajungea la 150 m, se muta macazul, în spre front, iar panourile provizorii cu traverse metalice se demontau din urmă şi se mutau către front.

Sterilul rezultat de la împuşcare s-a încărcat cu maşina de încărcat LZK-1 P şi PML-5 în vagonete basculante de 0,6 m³. De la o singură împuşcare se încărcau în medie 48—50 vagonete.

Vagonetele încărcate erau împinse pe linia directă, unde erau legate la o locomotivă cu acumulatoare care aşteptau completarea garniturii. A doua locomotivă aştepta pe linia de vagonete goale şi le împingea la front pe măsură ce se încărcau.

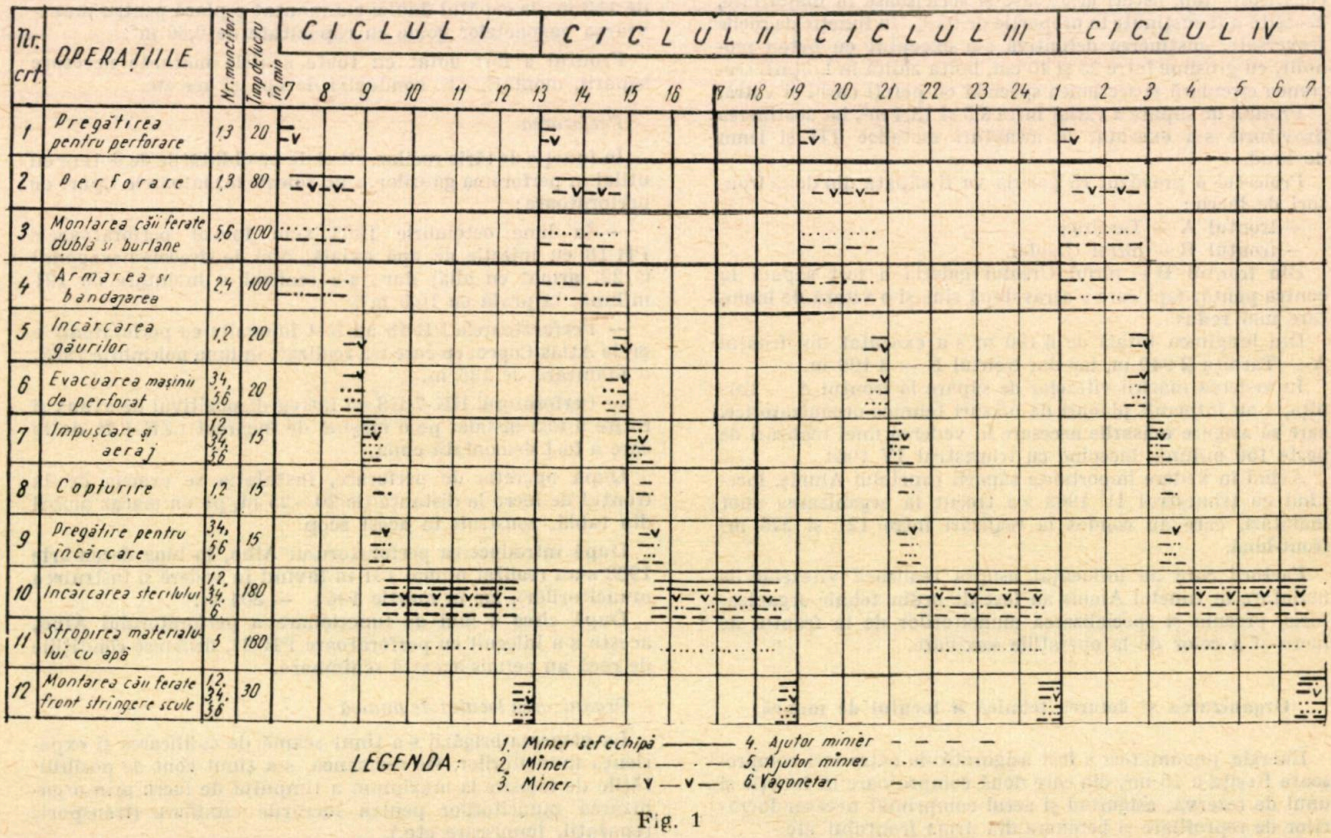


Fig. 1

După ce pleca prima locomotivă cu vagonete încărcate, a doua locomotivă intra pe linia vagonetelor pline şi aştepta să ia a doua garnitură, astfel că imediat după încărcare se putea face şi transportul materialului rezultat de la împuşcare (fig. 1).

Aerajul

Calculul aerajului

Din calcule a rezultat o cantitate de aer necesară de 80 m³ aer pe minut.

Avînd în vedere lungimea mare (3 000 m) s-au luat din timp măsuri pentru asigurarea unui aeraj corespunzător, dotîndu-se sectorul cu ventilatoare tip Prohodka 500 M şi tuburi de aeraj cu diametrul de 600 mm.

Pentru aerisirea în 15 minute a frontului de lucru după împuşcare, pe lungimea coloanei de 2 900 m, au fost instalate în serie patru ventilatoare, avînd următoarele caracteristici :

Caracteristici	Valoarea
Debitul, m³/min	145—226
Depresiunea mm col. apă	50—240
Diametrul rotor, mm	508
Nr. treptelor	2
Turaţia, rot/min	2 900
Puterea motorului, kW	11

Realizarea a 275 m pe luna iulie 1964. Descrierea procesului tehnologic

Ca urmare a experienţei cîştigate în lunile anterioare, avînd în vedere şi angajamentul luat de colectivul sectorului de străpungere a tunelului în cinstea celei de-a XX-a Aniversări a eliberării Patriei de sub jugul fascist, s-a organizat o înaintare de 270 m avînd la bază studiul timpului de lucru şi posibilitatea de suprapunere a diferitelor operaţii.

De asemenea, a fost întocmit un plan de măsuri tehnico-organizatorice care a prevăzut dotarea cu utilaje şi materiale necesare frontului de lucru la o viteză de 9,5 m/zi, asigurînd realizarea a 455 m în 48 de zile.

Dotarea tehnică a locului de muncă

Pentru perforarea găurilor de mină au fost asigurate 8 perforatoare PR-24, modificate pentru perforajul umed cu injecţie laterală, 4 ciocane de abataj CA-15, 2 maşini de încărcat PML-5, 1 furtun de 3" legat la conducta de aer comprimat, care era la 20 m în urma frontului, iar de acesta erau legate perforatoarele cu furtunuri de Ø 1" scurte de 5 m ; s-au asigurat 75 sfredele de diferite lungimi pînă la 3 m. De asemenea s-a dotat frontul cu sculele necesare.

Brigada a fost organizată în cinci echipe a cîte cinci muncitori pe schimb, plus şeful de brigadă care a lucrat la front şi la lucrările auxiliare din spatele frontului.

Imediat după împuşcare şi copturire, două perforatoare începeau să perforeze găurile de pe materialul împuşcat iar restul muncitorilor lucrau la evacuarea sterilului ; pe măsură ce se încărca sterilul intra cîte un perforator în funcţiune. În acest fel se reuşea ca operaţia de perforare să se suprapună aproape în întregime cu operaţia de încărcare. În front se perforau în medie 25 găuri cu lungime medie de 2,2 m.

Încărcarea găurilor se executa de către trei muncitori autorizaţi în acest scop. Împuşcarea s-a făcut electric, folosindu-se capse cu microîntîrziere în 16 trepte.

Susţinerea provizorie s-a realizat cu armături metalice TH în cîmpuri de 2 m, bandajarea s-a făcut cu jumătăţi de molid despicate la circular. Se menţionează faptul că roca a permis înaintarea fără susţinere pe numai 4—6 m, cu excepţia zonelor exfoliate unde armătura trebuia montată direct în front. Armăturile au fost îndesite la cîmpuri de 1 m de o echipă de armare, care lucra în spatele frontului.

În mai multe zile s-a reuşit să se realizeze 6 cicluri.

CONCLUZII

La săparea tunelului Aluniş s-au realizat performanţe deosebite atît din punct de vedere tehnic cît şi economic.

Viteza medie de înaintare obţinută în ultimele 11 luni a fost de 180 m pe lună. De remarcat faptul că această viteză

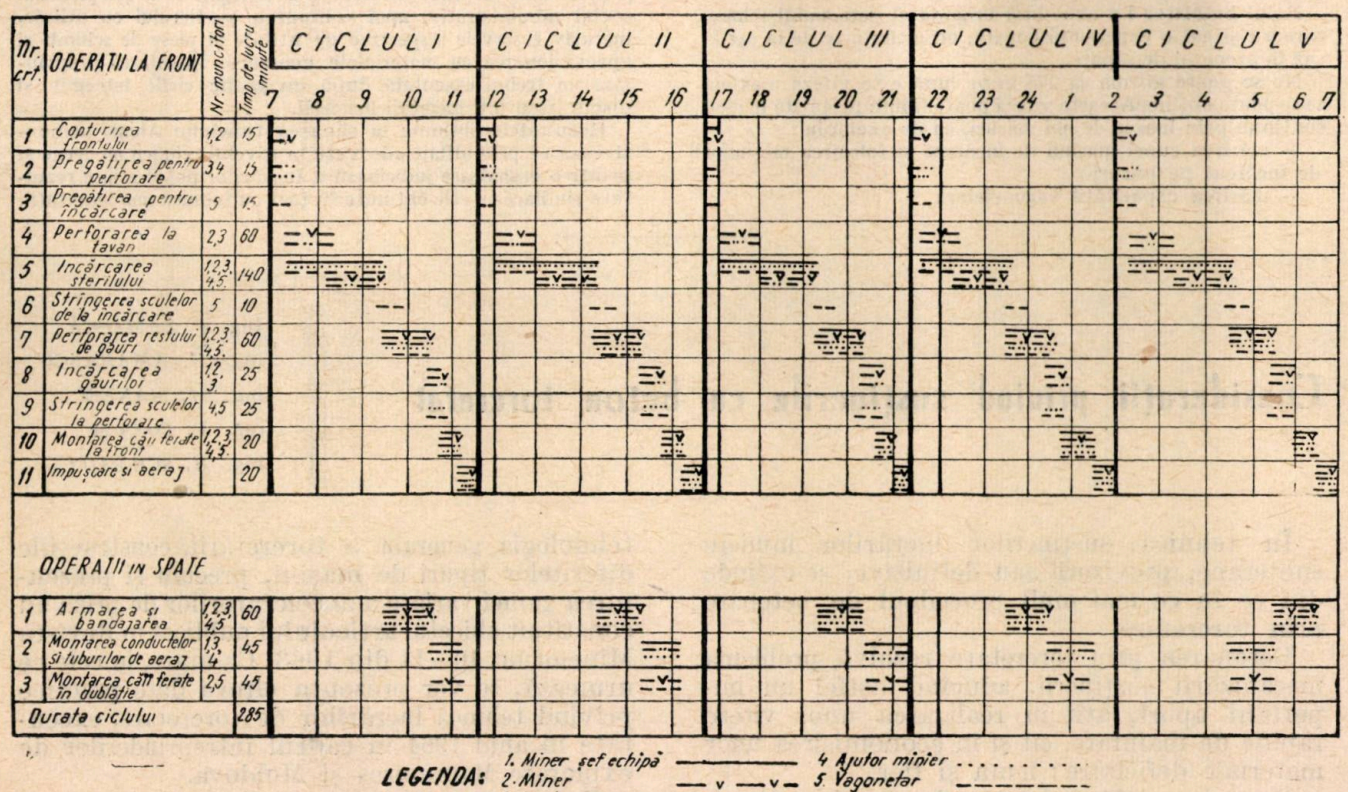


Fig. 2

Tabela 1

Principalii indicatori obținuți la săparea tunelului Aluniș (front Tarnița)

Nr. crt.	Indicatori	Oct. 1963	Noemb. 1963	Dec. 1963	Ian. 1964	Feb. 1964	Martie 1964	Aprilie 1964	Mai 1964	Iunie 1964	Iulie 1964	August 1964	Realizare medie
1	Înaintarea realizată pe lună, m	121,0	136,0	131,0	155,0	151,0	204,0	170,0	210,0	225,0	275,0	179,67	178,0
2	Înaintarea medie pe zi, m/zi	4,65	5,23	5,45	6,45	6,29	7,55	6,53	8,40	8,65	10,17	8,57	7,0
3	Volumul excavat, m^3	1 258	1 369	1 231	1 286	1 404	1 573	1 462	1 774	1 797	2 482	1 456	1 553
4	Secțiunea medie, m^2	10,5	10,5	9,3	8,6	9,3	8,3	8,3	8,6	8,3	9,3	8,3	9,3
5	Total cicluri realizate, nr.	108	114	84	91	93	114	108	125	135	135	98	111
6	Număr mediu de cicluri pe zi	4,15	4,45	3,14	2,48	3,50	4,60	4,15	5,00	5,10	5,00	4,60	4,30
7	Număr mediu de cicluri pe schimb	1,04	1,11	0,78	1,16	1,17	1,15	1,04	1,25	1,27	1,25	1,15	1,25
8	Înaintarea pe ciclu, m	1,12	1,19	1,56	1,70	1,62	1,79	1,57	1,72	1,72	2,03	1,80	1,65
9	Zile lucrate	26	26	27	24	24	27	26	25	26	27	21	25,3
10	Posturi prestate în acord	476	510	551	545	546	519	556	612	600	713	506	557
11	Număr de schimburi pe zi	4	4	4	3	3	4	4	4	4	5	4	3,90
12	Productivitate, m^3/post	2,64	2,68	2,23	2,35	2,57	3,05	2,62	2,90	2,99	3,48	2,87	2,76
13	Productivitate, m/post	0,254	0,266	0,237	0,280	0,276	0,393	0,306	0,343	0,375	0,385	0,355	0,315
14	Lungimea medie a găurilor, m	1,40	1,55	2,00	2,10	1,90	1,85	1,85	1,90	1,90	2,20	2,00	1,88
15	Coeficientul de utilizare a găurilor	0,78	0,76	0,78	0,82	0,84	0,88	0,87	0,90	0,91	0,93	0,91	0,85
16	Consum de explozivi, kg/m^3	1,74	2,64	2,83	1,90	1,55	2,10	1,71	1,90	1,90	1,87	1,70	1,80

a crescut lună de lună și anume de la 121 m în luna septembrie 1963, la 275 m în iulie 1964.

Factorii principali care au condus la o creștere a vitezei de săpare au fost de natură tehnică și organizatorică.

Frontul de lucru a fost dotat cu utilajele și materialele necesare, în funcție de condițiile de lucru.

Rolul hotărîtor l-a avut însă brigada și personalul tehnic, care a cîștigat o experiență bogată, orientîndu-se de la caz la caz în procesul de săpare.

Nu se poate afirma că 275 m pe lună este viteza maximă ce se poate obține. Această viteză poate fi îmbunătățită în mod continuu prin luarea de noi măsuri, ca de exemplu :

— mărirea cupei mașinii de încărcat și folosirea mașinilor de încărcat pe pneuri :

— mărirea capacității vagonetelor;

— reducerea timpului de încărcare a explozivilor prin confecționarea de cartușe mai lungi etc.

Organizarea șantierului are un rol important în obținerea vitezelor de înaintare. În cadrul lucrărilor de organizare trebuie pornit de la organizarea suprafeței, prin asigurarea în primul rînd a căilor de acces, a energiei și a complexului social administrativ, apoi echiparea șantierului cu utilaje, inclusiv rezervele respective de utilaje și piese de schimb și aprovizionarea cu materialele necesare. Înaintarea propriu-zisă va trebui executată după un grafic ciclic întocmit și discutat cu toți membrii brigăzii.

Rezultatele obținute la săparea tunelului Aluniș demonstrează că prin utilaje adecvate la nivelul tehnicii moderne și printr-o organizare judicioasă a lucrărilor pot fi atinse rezultate similare cu cele obținute în țări cu tehnică mai înaintată.

Considerații privind susținerile cu beton torcretat

Ing. *P. ZAMÎRCĂ*
ing. *R. AMĂRĂSCU*
ing. *M. MĂNESCU*
ing. *V. POSA* și
ing. *H. SCHMIDT*

În tehnica susținerilor lucrărilor miniere subterane, provizorii sau definitive, se extinde din ce în ce mai mult procedeul de betonare prin torcretare.

Betonarea prin torcretare rezolvă problema mecanizării susținerii, aducînd astfel un important aport, atît în realizarea unor viteze rapide de înaintare, cît și în economisirea unor materiale deficitare : lemn și fier.

Mecanismul de acționare al acestei susțineri, numeroasele sale avantaje tehnice și economice, tehnologia generală a torcretării, construcțiile diferitelor tipuri de mașini, precum și prezentarea gamei variate a acceleratorilor de priză au constituit obiectul articolului publicat în Revista Minelor nr. 10—11 din 1963. Ca atare, în cele ce urmează, se vor prezenta cîteva date practice privind tehnica lucrărilor de torcretare, executate în anul 1964 în cadrul întreprinderilor de explorare Maramureș și Moldova.

Este necesar a se face o distincție între torcretarea aplicată drept strat protector contra

exfolierii şi degradării în timp a rocilor, sub acţiunea climatului de mină, între izolarea hidrofugă realizată prin torcretare în cazul unor construcţii hidrotehnice şi între betonul torcretat, aplicat ca element de susţinere portantă propriu-zisă. În primele două cazuri se proiectează în strate subţiri (în medie de circa 5 cm grosime) un mortar cu agregate avînd o dimensiune maximă de 7—8 mm, în timp ce în cazul betonului torcretat se utilizează agregate cu diametre maxime de 25—30 mm, aplicate în grosimi pînă la 40 cm (după prevederile proiectului de betonare).

În prima lor formă, cea a mortarului proiectat, lucrările de torcretare au cunoscut aplicări mai restrînse în ţara noastră încă din anul 1924, la mina Lupeni. În anul 1961 procedeul este reluat, servind, în combinaţie cu adaosuri hidrofuge moderne, la impermeabilizarea unor lucrări hidrotehnice (M.T.Tc.) Trustul minier Baia Mare (sectorul de cercetări) a introdus în anul 1962 procedeul de torcretare a mortarului într-o serie de lucrări miniere ale bazinului Maramureş, începînd cu galeriile deschise cu ani în urmă ale minei Săsar, extinzînd apoi torcretarea şi pentru alte lucrări: puţuri, rampe, canale etc., iar în anul 1963 şi pentru galeria de bază în curs de săpare: Baia Sprie—Şuior—Cavnic. Lucrările de torcretare au fost continuate în această galerie în decursul anului 1964 de către Întreprinderea de explorări Maramureş, realizînd torcretarea pe lungimea de 1 183 m, în roci andezitice, local caolinizate. În acelaşi an procedeul este extins cu realizarea a 437 m susţinere prin torcretare în galeria transversală Est—Cavnic, cu acelaşi specific de rocă.

Torcretările au fost executate cu două maşini tip MTC-1, proiectate de T.M. Baia Mare, în execuţia I.R.I.L. — Carei, acţionate pneumatic, cu funcţionare continuă, avînd două camere separate prin clopote de închidere. Distribuţia în maşină a materialului de torcretat se efectuează printr-o roată celulară cu turaţie de 20—30 rot/min, acţionată de un motor electric de 2—3 kW.

Grosimea stratelor de torcret aplicată cu acest tip de maşină a variat, în general, între 2,5 şi 5 cm, proiectate în 1—2 reprize, cu excepţia unor tronsoane scurte, ca de exemplu porţiunea cuprinsă între 2 160 şi 2 180 m în galeria Şuior, unde stratul de 10 cm grosime s-a combinat şi cu plasă de sîrmă, sau porţiunea între 2 266 şi 2 276 m, din aceeaşi galerie, unde torcretul de 10 cm grosime s-a aplicat experimental peste susţinerea provizorie realizată din cintre şi bandaje de lemn.

Pînă în februarie 1965 în maşinile MTC-1 se foloseau agregate de maximum 7 mm. Începînd cu această dată, s-a efectuat o serie de încercări pentru introducerea granulaţiei maxime de 15 mm, urmînd ca prin înlocuirea actualului rotor, cu unul cu celule mai mari, să se încerce şi proiectarea unor agregate de maximum 30 mm. Compoziţia agregatelor utilizate a fost cea din tabela 1, respectiv figura 1 şi este mai apropiată de curba *B* decît de curba recomandată *E*, ceea ce ridică, pentru viitor, necesitatea unei ciuruiri în cel puţin trei trepte (0—3 mm; 3—7 mm şi 7—15 mm), cu dozarea claselor conform curbei *E*. Umiditatea agregatelor a variat între 3 şi 10%, ceea ce a impus ca în timp de iarnă să fie depozitate în galerie, cu cel puţin 24 ore înainte de utilizare. Drept liant s-a folosit ciment P-400 în proporţie de 400—600 kg/m³. Pentru grosimile de torcret realizate nu a fost necesară utilizarea unui accelerator de priză. Pierderea prin ricoşare a variat între 18 şi 28%, cu o medie de 22% (tabela 1 şi fig. 1).

— 1964 —

0 — 0,2 mm	⟶	2%	şi 15%
0,2 — 1,0 mm	⟶	30%	şi 53,9%
1,0 — 3,0 mm	⟶	19%	şi 39%
3,0 — 7,0 mm	⟶	12%	şi 30%

— 1965 —

0 — 0,2 mm	5%	pînă la 14%
0,2 — 1 mm	27%	pînă la 41%
1 — 3 mm	15%	pînă la 23%
3 — 7 mm	15%	pînă la 21%
7 — 15 mm	15%	pînă la 20%

(Agregat nisipos se încadrează la limita curbei B)

Fig. 1. Compoziţia medie a agregatelor utilizate la Baia Sprie—Şuior şi Cavnic.

Observaţiile de la I.E.M. Maramureş, cu privire la maşina MTC-1, arată că rezultatele obţinute cu această maşină şi pentru genul de lucrări care s-au executat în cadrul secţiilor Baia Sprie şi Cavnic au fost satisfăcătoare. Lucrînd cu cinci muncitori pe echipă, în două schimburi, randamentul maşinii a fost de 1—1,2 m³/h, la o presiune de 1—2 atm. În cazul unei presiuni mai mari, pînă la 5 atm, acest randament poate fi teoretic ridicat la 2—4 m³/h. Consumul de aer la maşina cu acţionarea electrică a roţii celulare a fost de 8 m³/h. Se arată ca oportună construirea conului de evacuare al maşinii cu o înclinare mai mare faţă de cea actuală, observîndu-se depuneri de material, sub un anumit unghi, pe partea inferioară a canalului de evacuare.

Referitor la comportarea stratului torcretat se menţionează că pentru rarele cazuri cînd s-a reuşit o recoltare mai omogenă a probelor în epruvete, s-au obţinut rezistenţe corespunzătoare la compresiune şi anume de 260 kg/cm² după 7 zile, respectiv de 400 kg/cm² după 28 zile. În general, tehnologia de recoltare în epru-

Tabela 1

Compoziţia agregatelor utilizate la torcretarea galeriei de bază Şuior secţia Baia Sprie şi secţia Cavnic (maşina MTC-1)

Probe de ciuruire Secţia Baia Sprie					Probe de ciuruire Secţia Cavnic				
Data analizei	Granulaţia, mm	Curba granulometrică obţinută	STAS	Observaţii	Data analizei	Granulaţia, mm	Curba granulometrică obţinută	STAS	Observaţii
27.01 1964	7	0—0,2— 6% 0,2— 1—31% 1— 3—39% 3— 7—24%	15% 19% 38% 28%	Nisipul este corespunzător. Se înscrie în curba utilizabilă	4.06 1964	—	—	—	—
12.05 1964	7	0—0,2—11,1% 0,2— 1—53,9% 1— 3—19,0% 5— 7—16,0%	15% 19% 38% 28%	Nisipul corespunzător	25.11 1964	7	0—0,2— 5% 0,2— 1—36% 1— 3—30% 3— 7—29%	15% 19% 38% 28%	Nisipul este corespunzător încadrîndu-se în domeniul utilizabil
4.06 1964	7	Probe 1 / Pr. 2 0—0,2— 2% / 11% 0,2— 1—30% / 27% 1— 3—38% / 48% 3— 7—30% / 14%	15% 19% 38% 28%	Probe Nr. 1 corespund STAS 1667-62 încadrîndu-se în curba „foarte bun". Probe 2 se înscriu în domeniul utilizabil	27.02 1965	15	0—0,2—14% 0 2— 1—41% 1— 3—15% 3— 7—15% 7— 15—15%	2% 10% 11% 17% 60%	Agregatul este foarte nisipos. Curba granulometrică obţinută corespunde granulaţiei de 7 mm
29.07 1964	7	0—0,2—15% 0,2— 1—35% 1— 3—30% 3— 7—25%	15% 19% 38% 28%	Nisipul se încadrează în domeniul utilizabil					
31.08 1964	7	Probe 1 / Pr. 2 0—0,2—15% / 3% 0,2— 1—52% / 37% 1— 3—21% / 35% 3— 7—12% / 25%	15% 19% 38% 28%	Nisipul reprezintă probe Nr. 1; este prea fin, nu corespunde. Probe Nr. 2. se înscriu în domeniul utilizabil					
23.11 1964	7	0—0,2— 5% 0,2— 1—41% 1— 3—32% 3— 7—22%	15% 19% 38% 28%	Nisipul se încadrează în domeniul utilizabil					
4.02 1965	15	0—0,2— 5% 0,2— 1—27% 1— 3—23% 3— 7—21% 7— 15—20%	2% 10% 11% 17% 60%	Pietrişul nu corespunde curbei granulometrice pentru 15 mm, are prea multe părţi fine. Corespunde granulaţiei de 7 mm					

vete a probelor din beton torcretat necesită să fie încă îmbunătăţită.

Întrucît nu s-au utilizat adaosuri hidrofuge în procesul de torcretare, se semnalează apariţii sporadice de pete de umezeală sau de slabe infiltraţii, îndeosebi pe porţiunile unde stratul de torcret este mai subţire. De asemenea, pe unele zone limitate (metrul 2 167; 2 266—2 276, 2 153—2 160 etc.) apar fisuri dirijate aproape întotdeauna vertical şi în unele locuri chiar desprinderi de strat. Aceste defecţiuni se datoresc, în parte, contracţiilor de beton, a grosimilor

reduse, dar îndeosebi — în cazul grosimilor mai mari de torcretare — aderenței insuficiente dintre stratul torcretat și rocile intens caolinizate, mai accentuată atunci cînd izolarea rocii de mediul umed din subteran are loc cu o întîrziere prea mare față de perioada de excavare. Procedeul de torcretare permite însă, prin proiectarea unui strat corector, remedierea rapidă a acestor defecțiuni. În general însă, comportarea stratelor torcretate, atît în galeria Baia Sprie—Șuior, cît și în galeria transversală Est—Cavnic, este satisfăcătoare.

Protecții torcretate similare au mai fost executate, în decursul anului 1964, pe o lungime de 250 m și în galeriile săpate în rocile porfirogene ale construcțiilor miniere Sud—Leșul Ursului (I.E.M. Moldova). Torcretarea s-a executat cu o mașină pneumatică cu funcționare continuă și rotor celular de distribuție, reprezentînd un model constructiv mai vechi al firmei Essen-Torkret.

*

O dată cu realizarea unor viteze de înaintare din ce în ce mai mari, în lucrările de explorare și de construcții miniere ale T.P.E.M., se făcea din ce în ce mai resimțită necesitatea mecanizării lucrărilor de susținere prin betonare. Din acest motiv încă din anul 1961, s-a studiat documentația existentă alegîndu-se, dintr-o serie de tipuri (tabela 2), tipul Aliva BS-12 (fig. 2).

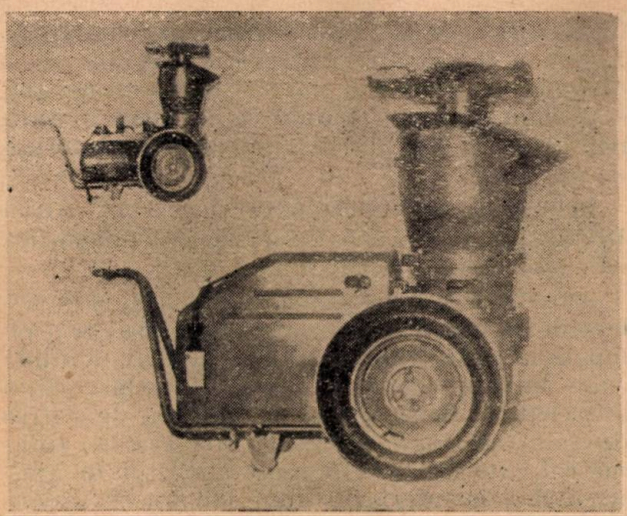


Fig. 2. Mașina Aliva BS-12 (prezentare după catalog).

Condițiile în care trebuia introdusă această mașină de torcretat erau deosebit de grele și de neobișnuite. Rocile din tunelul Aluniș, armat provizoriu în lemn sau fier, au fost dezvelite cu luni de zile în urmă și prezentau alterări intense, copturi, zone cu viituri puternice de ape și zone cu presiuni, ale căror extindere în masa

Tabela 2

Caracteristicile tehnice ale celor mai utilizate mașini de torcretare (după cataloage)

Firma producătoare	Aliva Elveția	BSM R. F. G.	BSM R. F. G.	Spribag Elveția	Torkret-Essen R. F. G.
Tipul optim	B S 12	603	604/65	Spribag-Rotor	S 3/II
Granulația maximă agregate, mm	30	30—25	30	30	25
Productivitate (amestec uscat) m³/h	5—8	4	→ 8	4—6	5
Distanță maximă de transport pe oriz., m	100	200	—	250	200
Înălțimea maximă de ridicare, m	40	80	—	100	80
Greutatea mașinii, kg	800	800	960	800	700
Înălțimea pînă la pîlnia de alimentare, m	0,95	1,63	1,850	1,30	1,50
Lungime, m	1,40	1,60	1,900	1,70	1,830
Lățime, m	0,82	1,00	1,200	0,82	0,87
Aer comprimat total: acționare pneumatică + necesar cameră de evacuare, m³/min	16—22	10	22	12—18	12
Necesarul de aer în camera de evacuare, m³/min	6—8	—	—	6—80	—
Putere motor electric la acționare electr., C.P.	25	—	—	5/9	—
Presiune de lucru după lungime furtun, kg/cm²	4—6	1,5—6	1,5—3,5	4—6	1,5—5
Diametru interior furtun transport, mm	50	50	50	50	50

rocii nici nu putea fi evaluată. Acești factori amplificau dificultățile create de însăși natura rocilor: calcare puternic tectonizate, șisturi cloritoase și sericitoase, friabile, sfărîmicioase, de asemenea intens tectonizate și șisturi grafitoase, cu tendințe de umflare și deformare plastică.

Rearmările și reprofilările succesive puteau fi efectuate în consecință numai pe tronsoane scurte (5—10 m) și duceau de multe ori la profile supradimensionate, în boltă de formă gotică. În acest fel susținerile prin beton torcretat nu se puteau desfășura decît pe fronturi scurte și într-un ritm impus de reprofilare. Interveneau de asemenea dificultăți organizatorice considerabile, întrucît lucrările de rearmare,

reprofilare, săparea şi betonarea canalului, se suprapuneau aproape peste cele de betonare prin torcretare, fiind executate de aceeaşi echipă de mineri. Întreruperile pentru pozarea liniei cauzau frecvente discontinuităţi în desfăşurarea lucrărilor. Alimentarea maşinii cu amestec uscat (agregate + ciment) era cu totul neregulată şi nesatisfăcătoare din cauza transporturilor necesare celorlalte operaţii, ca : reprofilări, betonare manuală, precum şi, în fază finală, transportul de minereu. Pe lîngă toate acestea, lucrările de betonare se desfăşurau în condiţiile unei ierni foarte grele.

Intervalul de betonare torcretată se eşalonează între 1970 şi 2 490 m pe o lungime de 200 m, pentru o secţiune medie de tunel de 12—14 m^2 şi o grosime medie de betonare de 20 cm. Deşi calendaristic aceste lucrări s-au eşalonat între 15 ianuarie şi 20 martie 1965, ele reprezintă faptic 20 zile lucrătoare (în trei schimburi), cu o echipă de cinci muncitori, ceea ce revine la o

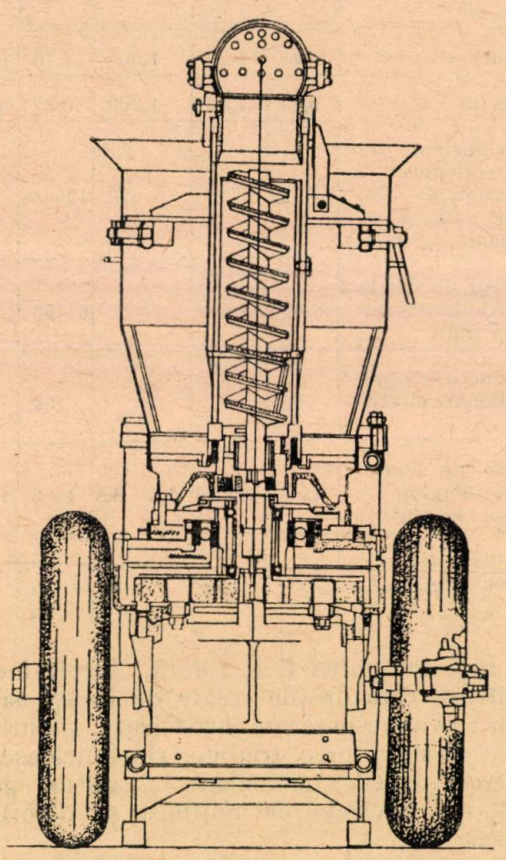


Fig. 3. Maşina Aliva BS-12 — schema de funcţionare.

realizare de 300 m betonare pe lună, pentru grosimi medii de 20 cm.

Maşina Aliva BS-12 este acţionată electric de un motor Gehrig-Ballwill de 25 CP (21 kW), turaţie de 1 460 rot/min, conectat printr-un dispozitiv de protecţie de 22 kW, cu stabilizator de tensiune (EST 4/52). Tensiunea de alimentare este de 3 × 380 V, pentru intensitatea de 30—40 A în funcţionare şi de 100 A la pornire. Motorul este foarte sensibil la căderile de tensiune şi, după cum s-a constatat, nu porneşte

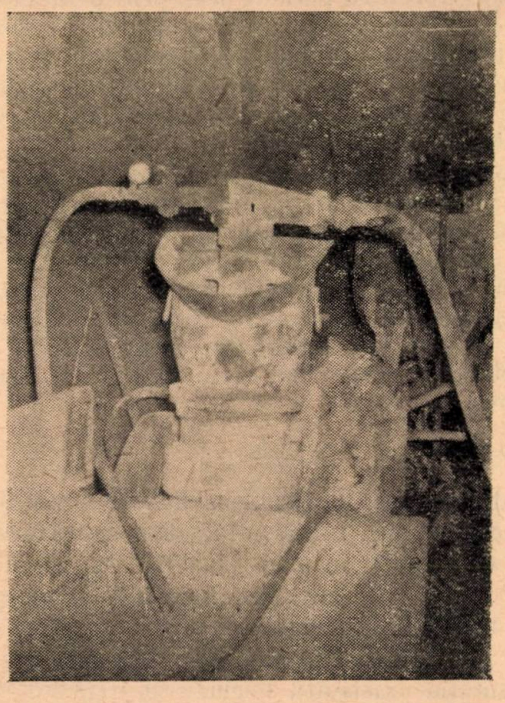


Fig. 4. Maşina Aliva BS-12 în tunelul Aluniş.

în sarcină în cazul căderilor mai mari de 10%. Luînd în considerare căderile de tensiune pe o distanţă de 2—3 km, de la sursa de energie, a devenit necesară montarea în tunel a unui nou cablu cu secţiune mărită (cablu de aluminiu de 75 mm^2).

Principiul de funcţionare al maşinii Aliva BS-12 (fig. 2, 3, 4 şi 5) diferă de cel al maşinilor cu roţi celulare (BSM, MTC-1 etc.).

Amestecul uscat (agregate + ciment + accelerator de priză) se introduce mecanizat sau cu lopata în pîlnia de alimentare a maşinii, de unde cade într-un rezervor cilindric deschis, fiind antrenat de două lopeţi, cu direcţia de rotire dreapta, spre un melc transportor vertical (diametrul exterior de 110 mm), amplasat în axul maşinii şi în interiorul unui cilindru de ascensiune. În continuare, materialul este antrenat de acest melc, în sus, spre camera de evacuare (o piesă uşor conică), de care se leagă pe de o parte printr-un ventil reglabil admisia de aer comprimat şi pe de altă parte un furtun de cauciuc cu diametrul de 50/70 mm, prin care se transportă pneumatic amestecul uscat spre duza de torcretare. Poziţia camerei de evacuare variază în funcţie de umiditatea agregatului : cu cît acesta este mai umed, cu atît acest cap se înşurubează mai adînc. Amestecul ajunge deci

uscat pînă la duza de torcretare unde, prin intermediul unui robinet cu diametrul de 1/4" și a unui inel metalic cu patru orificii pentru apă, are loc admisia de apă. Duza (fig. 6) este din

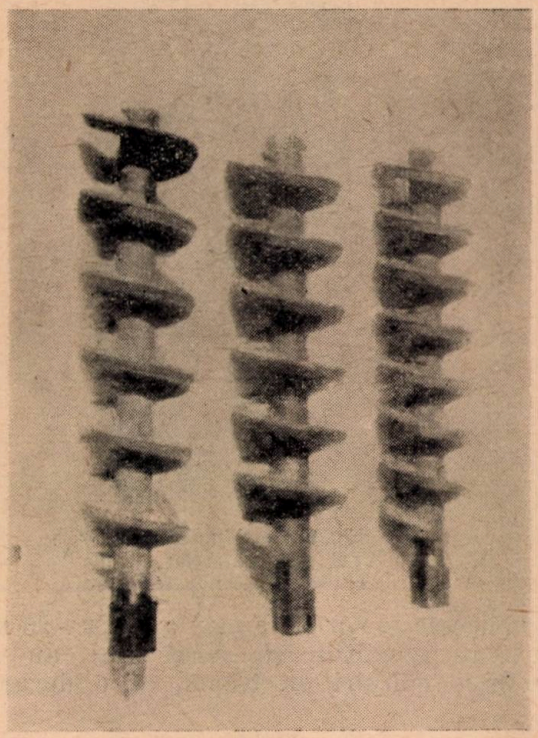


Fig. 5. Melcuri de antrenare, cu diferite distanțe dintre spire.

cauciuc ceea ce permite, față de duzele metalice, o lunecare mai ușoară a amestecului, uzură mai redusă, iar piesele ei sînt ieftine și ușor de înlocuit. Diametrul interior de 32 mm al duzei

Fig. 6. Duza de torcretare a mașinii Aliva.

nu permite însă folosirea agregatelor de ∅ 30 mm, indicat de cataloagele firmei ca diametru maximal. Prelucrarea agregatelor mai mari de 20—25 mm nu a fost posibilă, constatare confirmată ulterior și de firma Aliva.

Spre deosebire de mașinile cu roți celulare, tipul Aliva BS-12 suportă ușor variațiile de umezeală pînă la 9—10%.

Consumul de aer a fost de circa 6 m³/min, iar presiunea optimă de lucru, determinată la mașină, de 4,5—5 atm.

Manevrarea și întreținerea corectă a mașinii sînt de cea mai mare importanță. Mașina pornește cu rezervorul plin și trebuie să fie alimentată continuu deoarece, chiar pentru o golire parțială, aerul comprimat ricoșează înapoi, spre rezervor, și materialul, în loc să fie antrenat spre furtun, este azvîrlit afară prin cupa deschisă a mașinii. Acest fenomen are loc și în cazul căderilor de tensiune, cînd turația melcului antrenor se reduce, precum și la orice înfundare a furtunului.

Menționăm că acest inconvenient a fost eliminat la noua mașină Spribag-Rotor.

Pe baza cronometrărilor efectuate, cu această mașină se poate obține o productivitate de 4,2—5 m³/h, pentru melcul ales cu distanța dintre spire de 64 mm (fig. 5).

Fig. 7. Fereastră de control pentru grosimi de betonare.

Tehnologia de torcretare. Condițiile grele de rocă au impus grosimi mărite de torcretare cuprinse între 15 și 40 cm, în medie 20—22 cm. Controlul grosimilor s-a efectuat prin știfturi martori, ridicări pe profile înainte și după betonare și prin ferestre cilindrice (cu diametrul de 50 mm) amplasate în șah la distanțe de circa 4 m (fig. 7).

Torcretarea a fost executată în reprize de la 7—10 cm necesitînd astfel utilizarea necondiționată a acceleratorului de priză Sigunit S. În toate cazurile s-au respectat prevederile privind curățirea rocii înainte de torcretare cu jet de aer sau apă, precum și udarea betonului timp de 7 zile după torcretare.

În cazul deschiderilor mari, cu secţiuni de circa 18 m², torcretul a fost combinat, ca de exemplu la profilul dublei, în porţiunea de: 2 057—2 069 m, cu grătare de fier beton cu diametrul de 8 mm şi ochiuri de 14 × 14 cm (fig. 8).

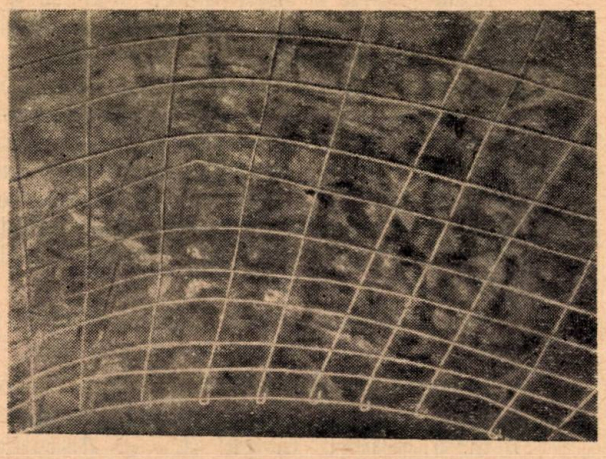


Fig. 8. Grătare de fier beton Ø 8 mm, ochiuri (14×14 cm) fixate în dublă.

cute prin ciurul de 30 mm nu au dat rezultate. Pietrişul de Siret are formă uşor aplatizată şi alungită, cele mai bune rezultate fiind obţinute prin trecerea prin ciurul cu ochiul maxim de

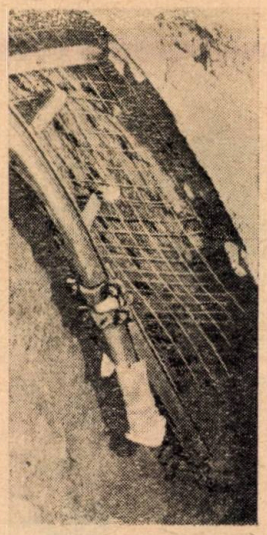


Fig. 9. Combinarea cintrelor TH şi a grătarelor de fier beton, cu betonul torcretat.

În cazul şisturilor sericitoase-grafitoase alterate, cu oglinzi de fricţiune frecvente şi fisurări intense, au fost utilizate de asemenea grătare de

20 mm, ceea ce revine la maximum 22—25 mm. Cu toate condiţiile de iarnă grea, au fost efectuate ciuruiri în trepte, cu o dozare a

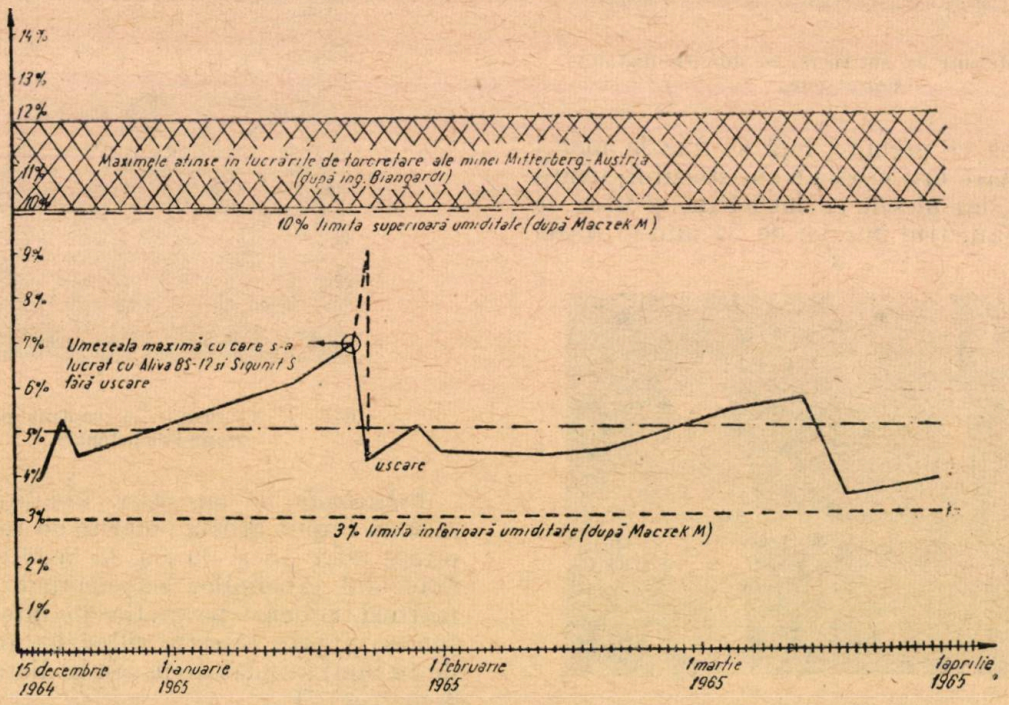


Fig. 10. Curba de umiditate a agregatelor I — II — 1965 — Ostra (tunelul Aluniş).

fier beton (porţiunea de 2 354—2 369 şi 2 444—2 490 m), combinate local şi cu cintre metalice (TH), montate din 2 în 2 m (fig. 9).

Cu privire la *compoziţia agregatelor*, menţionăm că încercările de a utiliza agregate treclaselor care să apropie agregatele cît mai mult de curba *E*. Deşi curbele obţinute nu se suprapun complet peste curba optimă *E*, ele se apropie de aceasta şi sînt comparabile cu compoziţiile utilizate în diverse lucrări

executate în anii 1960 — 1964, în alte ţări. Agregatele nu au fost argiloase, părţile levigabile menţinîndu-se sub 1%. Umiditatea agregatelor, conform figurii 10, a variat între 4,2 şi 6,2% impus de utilizarea Sigunitului, iar temperatura lor, conform figurii 11, între 7 şi 16°C (temperatura amestecului uscat). Nu s-a utilizat uscarea prin încălzire a agregatelor, ci numai o depozitare în tunel pînă la o durată de 40 de ore înainte de utilizare.

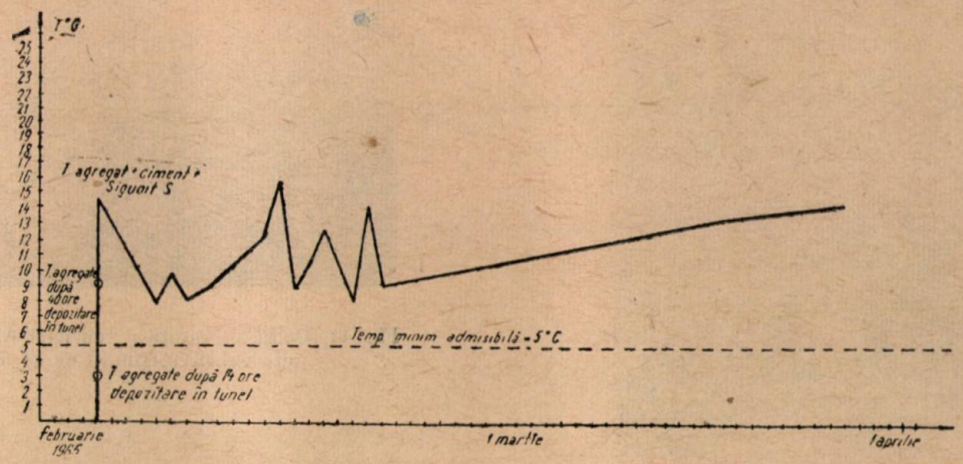


Fig. 11. Variaţia temperaturii amestecului uscat agregat + ciment + Sigunit, utilizat la tunelul Aluniş pentru betonare torcretată (temperatura aerului exterior — 10 ÷ — 18°C).

Cimentul utilizat a fost de marca P-400, cu un dozaj de 450 kg. După curba Brzesky, pentru granulaţia de 20—25 mm, s-a depăşit cantitatea teoretic necesară de ciment care trebuia să fie de 350—400 kg/m³. Această supradozare se datoreşte în parte vechimii cimentului, care depăşea frecvent patru săptămîni, dar şi faptului că realizarea mărcii betonului de B-200, (cu rezistenţa minimă la compresiune de 200 kg/cm²), impusă de proiect, nu ar fi fost altfel posibilă, cu compoziţia, umiditatea şi temperatura agregatelor utilizate.

Factorul apă/ciment a variat între 0,48 şi 0,5.

În vederea torcretării grosimilor mari şi în reprize cît mai mari, frecvent şi pe suprafeţe umede, se impunea utilizarea unui accelerator de priză. Pe baza rezultatelor obţinute în străinătate şi a experienţei proprii, s-a importat acceleratorul de priză Sigunit S al firmei Kaspar Winkler din Elveţia. Din experienţele executate conform prescripţiilor firmei producătoare, rezultă următoarele concluzii :

— timpii de priză sînt mult mai favorabili în cazul utilizării cimentului Portland faţă de cel metalurgic ;

— timpii de priză se prelungesc considerabil atunci cînd Sigunitul ajunge în contact, fie şi pe un interval de cîteva ore, cu aerul ; păstrarea lui ermetică devine deci deosebit de importantă ;

— acceleratorul îşi pierde din proprietăţile de accelerare ale prizei şi pentru temperaturi de ciment sau de amestec uscat mai mici de 5°C ;

— cu cît cimentul utilizat este mai vechi, cu atît accelerarea prizei este mai redusă şi dozajul necesar creşte de la 3 spre 7%.

Timpii de priză obţinuţi cu cimentul utilizat în frontul de lucru în lunile februarie şi martie sînt aproape echivalente cu cele obţinute cu cimentul P-400 Turda. Dozajul utilizat a fost pentru pereţi de 3—4% Sigunit, din greutatea cimentului, iar pentru boltă de 7% din greutatea cimentului, limita maximă indicată de firmă fiind de 9%. Consumul mediu a fost de 65 kg/m tunel, de secţiune medie 12 m² şi pentru grosimea medie de betonare prin torcretare de 20 cm. Orice încercare de a reduce procentul de Sigunit la torcretarea bolţii, în condiţiile rocilor degradate din tunelul Aluniş, a cimentului mai vechi de patru săptămîni şi a agregatelor cu umidităţi destul de ridicate şi temperaturi relativ scăzute, nu a dus la rezultat, neputîndu-se realiza aderenţa stratului la boltă. De asemenea, s-a profilat concluzia netă că betonarea propriu-zisă prin torcretare, cu maşini de performanţe ridicate, nu poate fi executată fără utilizarea unui accelerator de priză corespunzător (Sigunit, Isocret etc.).

Ricoşarea materialului a variat între 15 şi 26%, depinzînd în primul rînd de dexteritatea mînuitorului de duză şi anume : de distanţa duzei faţă de suprafaţa torcretată (cea mai eficace fiind cuprinsă între 0,90 şi 1,20 m), de unghiul faţă de această suprafaţă (care trebuie să fie cît mai apropiat de 90°), precum şi de dozajul apei. Menţionăm că pe baza observaţiilor efectuate materialul ricoşat se compune aproape exclusiv din agregate mari (de obicei cu diametrul mai mare de 15 mm) şi aproape niciodată din ciment sau Sigunit S, circa 80% din materialul ricoşat a fost recuperat ca agregat

de betonare la fundaţii, canal etc., sau, în ultimul timp, reutilizat chiar la maşina Aliva, ca agregat pentru betonul torcretat.

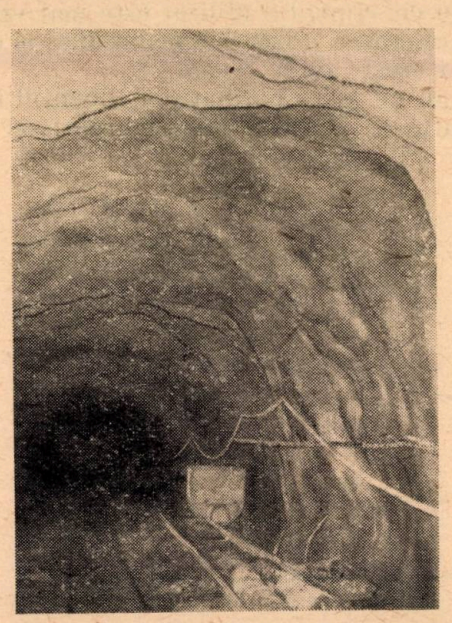


Fig. 12. Interval din tunelul Aluniş betonat prin torcretare.

Dificultăţile cele mai mari în însuşirea tehnologiei de torcretare de către echipă au constat în dozarea continuă şi uniformă a apei. Subsau supradozarea acesteia se oglindeşte imediat

Fig. 13. Racord dintre betonarea manuală şi cea torcretată (tunel Aluniş).

în neuniformitatea stratului torcretat, prăfos sau prea sgrunţuros, cu pete albe de Sigunit spălat etc. Pînă în prezent nu s-au observat fisurări sau desprinderi de strate, deşi practicarea rosturilor nu a fost întotdeauna respectată. Cu toate că lucrările de reprofilare necesitau frecvent împuşcări executate la intervale scurte de timp (2—3 ore) după betonare şi la

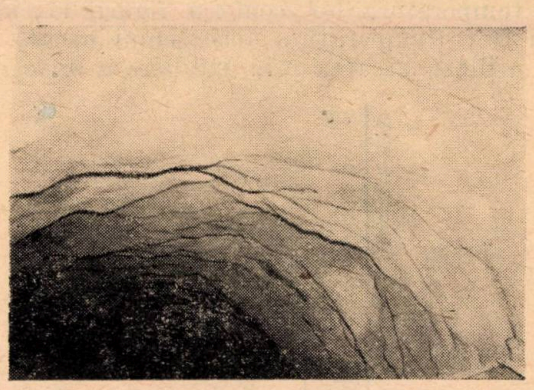


Fig. 14. Bolta torcretată a tunelului Aluniş, pe un interval cu secţiunea de 14 m².

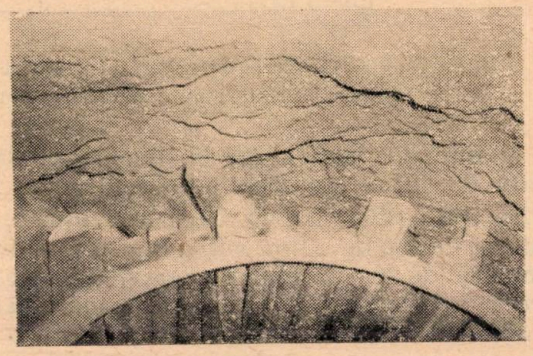


Fig. 15. Betonare prin torcretare peste roci alterate susţinute înainte de torcretare în cintre şi bandaje de lemn (tunel Aluniş).

Fig. 16. Porţiune torcretată din tunelul Aluniş cu cintre pierdute.

distanţe adesea foarte reduse (circa 10 cm) de stratul torcretat, nu s-a observat nici o deteriorare a acestuia. Betonarea torcretată se prezintă în general satisfăcător (fig. 12, 13, 14, 15 şi 16).

Menţionăm că în zonele cu infiltraţii accentuate şi difuze de ape, torcretarea, chiar şi cu Sigunit, nu s-a dovedit suficientă pentru realizarea unei impermeabilizări. În aceste zone se impune, ca şi în numeroase alte tunele cu infiltraţii de apă, îndeosebi în cazul adaptării transportului electric o preetanşare a rocilor prin mortare cu adaose de priză rapidă sau instantanee de tip Sika 4 *a* sau Sika 2, importate de T.P.E.M. tocmai în acest scop.

Condiţiile de lucru de la tunelul Aluniş nu au permis exploatarea maşinii Aliva BS-12 la media performanţelor ei realizabile în condiţii normale, se apreciază că dificultăţile întîmpinate au dus în schimb la o bogată experienţă, precum şi la definitivarea tehnologiei de susţinere portantă prin beton torcretat, în diferite condiţii de rocă. Această experienţă urmează a fi valorificată în continuare şi la alte construcţii miniere importante ale T. P. E. M. dintre care, ca prime obiective, galeriile de bază : Teliuc – Ghelar şi Baia Sprie–Şuior–Cavnic, unde condiţiile normale de înaintare, precum şi cele organizatorice, permit exploatarea maximă a acestei maşini. La aceste lucrări se vor putea urmări totodată şi indicatorii economici ai acestui procedeu nou de susţinere, punîndu-se un accent deosebit asupra posibilităţii de înlocuire a Sigunitului, cu un accelerator de priză de fabricaţie indigenă, în vederea eliminării importului acestuia.

De asemenea, se va extinde în continuare protecţia şi susţinerea prin torcretare şi la unele lucrări miniere de explorare geologică, folosindu-se în acest scop cele şapte maşini MTC-1, de care dispune T.P.E.M. în prezent.
Aceste maşini urmează a fi utilizate deocamdată pentru torcretarea de protecţie a rocilor din galeriile de la Cavnic, Borzaş, Burloaia şi Bălan, concomitent cu experimentarea trecerii şi cu aceste maşini la agregate de granulaţie mai mare (15 mm), cu scopul de a realiza creşterea productivităţii la torcretare precum şi economii la dozajul de ciment şi la acceleratorul de priză.

În încheiere, trebuie relevat faptul că susţinerea portantă prin beton torcretat, combinat cu bandaje şi susţinere metalică în grosimi pînă la 40 cm executate în 2–4 reprize şi cu agregate de 25 mm granulaţie maximă, s-a realizat pentru prima dată în ţară la tunelul Aluniş folosind maşina Aliva BS-12 şi acceleratorul de priză Sigunit.

Prin acumularea experienţei şi perfecţionarea în continuare a acestei tehnologii, considerăm că ne vom putea încadra în viitorul apropiat şi în acest domeniu al mineritului între cele mai bune realizări ale tehnicii din străinătate, obţinînd astfel creşterea şi mai accentuată a vitezelor de înaintare, precum şi reduceri substanţiale ale consumului de lemn de mină.

Rezultatul unor încercări în subteran efectuate cu explozivul AM–1

Conf. ing. *N. LEŢU*
şi
ing. *I. DIJMĂRESCU*

Experimentările s-au efectuat iniţial într-o galerie de coastă cu profil trapezoidal (S = 5,44 m²), săpată în argilă refractară. Iniţial în această galerie s-a folosit astralita, iar după experimentarea explozivului AM-1 s-a constatat că efectele sînt comparabile cu cele date de astralită.

Experimentările au continuat în Valea Jiului în galeria de coastă Paroşeni, care traversa gresii cenuşii, compacte. Pînă la data experimentării, în această galerie se folosea dinamita.

Schema de amplasare a celor 16 găuri de mină este redată în figura 1.

Încărcarea găurilor de mină cu explozivul AM-1 s-a efectuat cu ajutorul unui aparat tip Kota, pentru burajul cu nisip.

Pregătirea explozivului AM-1 s-a făcut la suprafaţă de unde s-a transportat în subteran în lăzi de cîte 20 kg.

Timpul necesar umplerii aparatului şi încărcării unei găuri de mină a fost de maximum două minute, aceste operaţii fiind efectuate de doi muncitori.

Pe baza cronometrărilor s-a constatat că pentru umplerea a trei găuri de mină erau necesare cinci minute. Cele 16 găuri de mină au fost încărcate în decurs de aproximativ 30 minute.

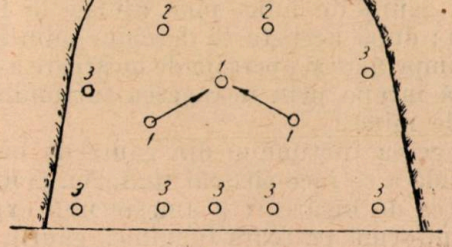


Fig. 1

Inițierea încărcăturilor de AM-1 s-a făcut în fiecare gaură de mină cu cîte un cartuș de dinamită II, amorsat cu capsă electrică.

În decursul operației de încărcare a găurilor de mină cu aparatul de buraj Kota, s-a semnalat formarea de dopuri de AM-1 la orificiul de ieșire a materialului. Pentru eliminarea acestor înfundări s-a folosit la pregătirea explozivului AM-1 azotat de amoniu cu o granulație de 2,0—4,4 mm.

Folosirea azotatului de amoniu la o granulație sub această limită prezenta inconvenientul că materialul era suflat afară din gaura de mină pe lîngă tubul de cauciuc, de încărcare.

Aparatul de încărcare tip Kota adaptat funcționa discontinuu, avîndu-se în vedere că trebuia alimentat la intervale scurte de timp, deoarece în recipient se puteau încărca dintr-odată numai 2 kg.

O mărire a capacității recipientului ar fi atras după sine îngreuiarea aparatului și a manevrării lui în frontul de lucru. În acest sens se recomandă ca pe viitor să se meargă pe linia construirii unor aparate de încărcat de tip suflant, cu o capacitate de 20 kg exploziv AM-1. În acest mod o singură încărcare a aparatului ar fi suficientă pentru umplerea găurilor de mină din frontul de lucru.

În cazul folosirii unui astfel de aparat el nu va trebui deplasat la fiecare gaură de mină, urmînd ca încărcarea explozivului AM-1 să se facă printr-un tub flexibil cu o lungime suficientă, ceea ce ar ușura operația de încărcare.

Aparatul folosit funcționează cu aer comprimat la o presiune de 3—5 at, alimentat de la rețeaua din subteran prin conducta de alimentare.

În dispozitivul de burat Kota, adaptat la încărcarea explozivului AM-1, aerul comprimat la 3—5 at trece printr-un filtru și o cameră de distribuție, unde se ramifică, astfel încît o parte trece prin orificiile de formare a mișcării turbionare, pentru antrenarea amestecului exploziv spre orificiul de evacuare, iar restul aerului comprimat trece direct spre țeava de injectare pentru a evita formarea dopurilor și deci a înfundărilor în orificiul de evacuare.

Aparatul poate fi manevrat de un singur om în felul următor : se introduce furtunul de încărcare în gaura de mină pînă ajunge la fundul acesteia ; după aceasta se deschide admisia aerului comprimat și operația de încărcare a găurii de mină începe prin retragerea furtunului din gaura de mină.

Retragerea furtunului din gaura de mină se recomandă a se face cît mai uniform, pentru ca densitatea de încărcare a amestecului exploziv să fie uniformă pe toată lungimea găurii.

În galeria de deschidere a minei Paroșeni s-au efectuat șase încercări. În fiecare gaură de mină s-a introdus o cantitate de 800 g exploziv AM-1, inițierea încărcăturii făcîndu-se cu cîte 100 g dinamită II amorsată cu o capsă electrică. Burajul s-a făcut cu argilă nisipoasă.

Menționăm că, atît schema de plasare a găurilor de mină, cît și succesiunea de aprindere a acestora s-a menținut aceeași ca și în cazul folosirii dinamitei II.

În urma acestor experimentări s-au obținut rezultate asemănătoare cu cele din cazul folosirii împușcărilor dinamitei II, în ceea ce privește capacitatea de rupere, dar granulația materialului a fost mai mare.

După experimentarea împușcării cu încărcături mărite de AM-1, s-a constatat că efectul de rupere al acestuia a fost aproximativ asemănător celui realizat cu dinamita II, granulația menținîndu-se însă diferit, iar roca fiind aruncată pe o distanță mai mare de la front, față de cazul cînd s-a folosit dinamita II.

Experimentările au continuat la Exploatarea minieră Motru la săparea unui plan înclinat care străbătea argile de tărie medie.

Profilul planului înclinat era de 7,4 m², în formă de potcoavă. În frontul de lucru s-au perforat 12 găuri de mină cu o lungime de 0,9 m fiecare.

În cele 12 găuri de mină s-au încărcat 8 kg exploziv AM-1, inițierea efectuîndu-se cu cîte un cartuș de astralită amorsat cu capsă electrică.

Durata totală pentru încărcarea explozivului în cele 12 găuri de mină a fost de 35 min, timp în care s-a efectuat și încărcarea explozivului de inițiere. Rezultatele împușcării au fost asemănătoare cu cele obținute în cazul folosirii astralitei.

S-a constatat însă că în celelalte găuri de mină rămase în frontul de lucru și a căror lungime era de aproximativ 8 cm, rămînea în mod frecvent amestec exploziv nedetonat.

În general, aspectul frontului de lucru după împușcare, atît în cazul folosirii astralitei, cît și a explozivului AM-1 dovedește că efectul de rupere era redus datorită :

— plasticității argilelor care favorizau formarea copturilor ;

— brizanței reduse a astralitei și a explozivului AM-1 ;

— densității mai reduse de încărcare a găurilor de mină în cazul astralitei ;

— plasării spre gura găurii de mină a cartușului amorsat și cantitatea redusă a materialului de burat datorită lungimii reduse a găurii de mină, fapt care permitea expandarea rapidă a gazelor de explozie în exterior și realizarea incompletă a reacției chimice explozive în întreaga masă a explozivului.

La E.M. Motru explozivul AM-1 s-a experimentat și în cărbune, într-un abataj cameră.

Profilul abatajului era de 16 m², numărul de găuri de mină perforate fiind de 18, cu o lungime medie de 1,2 m.

După împuşcare s-au constatat efecte similare celor obţinute cu astralita, rămînînd pe adîncime medie 10 cm resturi de găuri.

La E.M. Barza experimentările au fost făcute în cadrul filoanelor 7 şi 10 de la mina Valea Morii.

Prima experimentare a fost efectuată într-un abataj intermediar, în roci de categoria a II-a spre a III-a.

Cele şase găuri, cu o lungime de 1,2 m, s-au încărcat cu aparatul Kota modificat. Din cauza granulaţiei şi înclinării găurilor de mină, materialul cădea din gaură fapt ce a dus la o risipă de material, încărcare neuniformă a găurilor şi întîrzierea operaţiei de încărcare. Iniţierea a fost făcută cu cîte un cartuş de rocanit, amorsat cu capsă electrică.

Găurile au fost plasate atît în filon cît şi în zona de contact (fig. 2).

După declanşarea exploziei s-a constatat un efect de rupere superior celui obţinut prin folosirea rocanitului, resturile de gaură ajungînd pînă la 15 cm.

Experimentările au continuat în filonul 10 în aceleaşi categorii de roci. În acest caz explozivul AM-1 a fost introdus manual într-un înveliş de polietilenă, formînd cartuşe cu o lungime de 0,8 m.

După împuşcare s-a constatat un efect slab de rupere datorită probabil faptului că nu s-a asigurat o densitate optimă de încărcare.

Încercările au arătat însă că introducerea explozivului AM-1 în polietilenă reduce mult din

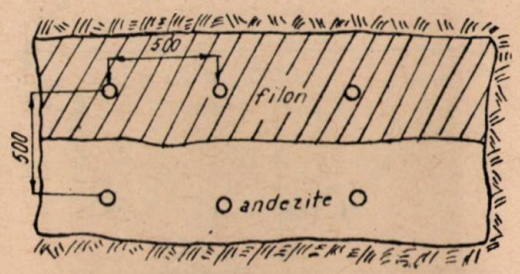


Fig. 2

timpul de încărcare a găurilor şi oferă posibilitatea folosirii acestuia într-un mediu umed.

Efecte de rupere mult mai bune au fost obţinute prin încartuşarea azotatului de amoniu şi motorină în învelişuri de hîrtie obişnuită, în cantităţi echivalente cu cele folosite la încartuşarea astralitei, dinamitei sau rocanitului.

PROTECŢIA MUNCII ŞI TEHNICA SECURITĂŢII

Raţionalizarea aerajului unei mine de cărbuni de adîncime mare şi cu degajări intense de metan. Efecte economice şi de securitate a muncii

Ing. *N. JUGUREANU*
ing. *R. BĂLTĂREŢU*,
ing. *GR. COCULESCU*,
ing. *N. OPREA*,
ing. *ROZALIA IUŞAN* şi
ing. *N. COSTÎNGIOARĂ*

Mina Anina, unde zăcămintele de cărbuni se exploatează la adîncime mare (800—900 m), se caracterizează prin temperatură ridicată, umiditate mare, degajări accentuate de metan (pînă la 130 m³/tonă metan în 24 ore), praf de cărbune explozibil, autoinflamabilitatea cărbunelui etc.

În lucrarea de faţă se expun, pe scurt, condiţiile de realizare a aerajului principal la mina Anina înainte de anul 1964, evidenţiindu-se cauzele care au impus raţionalizarea aerajului.

De asemenea, lucrarea cuprinde măsurile tehnico-organizatorice pe care le-a luat conducerea Trustului minier Banatul, la a căror realizare a contribuit şi S.C.S.M.-Petroşeni, în vederea raţionalizării aerajului acestei mine precum şi rezultatele obţinute.

I. Necesitatea raţionalizării aerajului minei Anina

Pînă în anul 1949 aerajul minei Anina nu era greu de realizat datorită faptului că reţeaua minieră comunica cu suprafaţa prin patru puţuri (I, II, III, IV) şi nici nu era aşa de extinsă, iar exploatarea se făcea la o adîncime mai mică.

După anul 1949 sistemul de aeraj al minei Anina a fost schimbat datorită prăbuşirii puţului III de aeraj. Instalaţia de aeraj de la fostul puţ III de aeraj a fost branşată la puţul IV (fig. 1) şi în această situaţie de provizorat a rămas pînă în anul 1964.

În noua situaţie, debitul aspirat din mină s-a redus, datorită creşterii rezistenţei minei, de la $Q_1 = 3\ 600$ m³/min la $Q = 2\ 000 - 2\ 400$ m³/min.

Rețeaua minieră a continuat să se extindă, intrînd în exploatare așa-zisa zonă nouă cu emanații accentuate de CH_4. Debitul de aer rămînînd același, situația aerajului principal s-a înrăutățit, ajungînd ca în anul 1960 în curentul

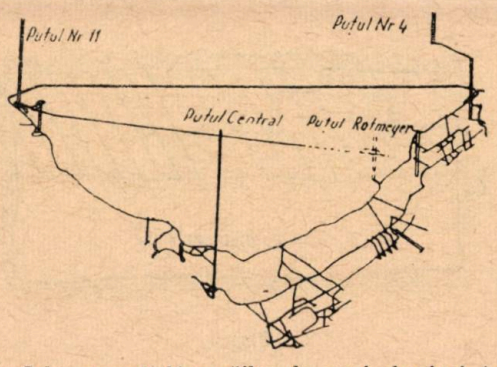


Fig. 1. Schema spațială a căilor de aeraj al minei Anina.

de ieșire de la puțul IV să atingă o concentrație de 1,75% la CH_4 și 0,45% la CO_2.

În această situație, Ministerul Industriei Grele a dispus formarea unei comisii cu delegați din partea direcției generale tutelare, Stației de securitate minieră Petroșeni și Trustului minier Banatul—Anina, cu sarcina de a stabili cauzele care generează degajarea gazelor nocive și de a face propuneri de măsuri pentru îmbunătățirea aerajului minei.

Astfel s-a impus ca necesară, pentru continuarea activității normale de exploatare, raționalizarea aerajului.

II. Modul în care s-a executat raționalizarea aerajului la mina Anina

Raționalizarea aerajului la mina Anina s-a efectuat în mai multe etape. Astfel, s-au determinat mai întîi cauzele situației anormale, s-au luat măsuri imediate de îmbunătățire a aerajului și mărire a securității muncii, s-au stabilit parametrii pentru proiectarea aerajului minei, s-a făcut proiectarea propriu-zisă și s-a aplicat în practică acest proiect. Etapele acestea fac parte din perioada 1960—1964.

1. *Cauzele situației anormale a aerajului.* În baza examinării făcute s-a ajuns la concluzia că degajările mari de metan și debitul insuficient de aer au fost cauzele anomaliei în aerajul minei. Pentru înlăturarea acestei situații s-a acționat simultan în vederea reducerii degajărilor de metan și mărirea debitului de aer.

În scopul determinării locurilor sau zonelor cu degajări de metan și pentru stabilirea cantitativă a acestor emanații s-au executat măsurători complexe de aeraj (debite, temperatură, umiditate, presiune barometrică și analize de gaze). S-a întocmit cu această ocazie pentru prima dată o schemă metanică care a fost folosită în scopul determinării repartiției degajărilor de metan pe zone de exploatare, a zonelor de concentrații maxime a metanului și stabilirii provenienței acestuia.

Astfel s-a precizat că metanul se degajă :

— din lucrările vechi . . . . circa 50% ;
— din lucrările noi . . . . . circa 26% ;
— din lucrări noi oprite temporar circa 24% .

Insuficiența debitului de aer intrat în mină se datora rezistenței mari a rețelei de aeraj și lipsei de capacitate, la acea dată, a instalațiilor vechi de aeraj.

S-au făcut măsurători cu deprimometrul, determinîndu-se lucrările miniere cu rezistență aerodinamică mare, în vederea măririi orificiului echivalent al acestora și, în final, al întregii mine. Tot în acest scop s-a studiat posibilitatea executării de lucrări miniere noi.

Au fost examinate instalațiile principale de aeraj de la puțurile II și IV, în scopul determinării posibilității lor de a realiza un debit mai mare.

2. *Măsuri imediate de îmbunătățire a aerajului și mărire a securității muncii.* Aplicarea în practică a acestor măsuri a avut loc în perioada iunie-noiembrie 1960. Aceste măsuri practice s-au încadrat în planul de raționalizare a aerajului, eșalonat pe patru ani (1960—1964).

Reducerea degajărilor de metan din zonele sau lucrările miniere vechi, indicate de schema metanică, s-a încercat să se realizeze prin refacerea a 50 de diguri de izolare și construirea de alte 13 diguri noi. Digurile au fost în final impregnate cu soluție de cauciuc prevulcanizat „Revultex".

În scopul măririi orificiului echivalent al minei s-au executat :

— reprofilarea orizontului VII, de la profilul de 6 m² la profilul de 9,2 m², începînd din rampa puțului central pe o lungime de 150 m;

— reprofilarea orizontului VII, de la profilul de 3,6 m² la profilul de 7,7 m², după puțul XIII, pe o distanță de 145 m;

— reprofilarea orizontului VI, de la profilul de 3,2 m² la profilul de 7,7 m², după puțul Rotmeyer, pe o lungime de 200 m;

— reprofilarea suitorului de aeraj 544, de la profilul de 2,5 m² la profilul de 5,2 m², pe o lungime de 90 m;

— străpungerea galeriei I — 108 cu puțul Rotmeyer.

Pentru mărirea capacității de ventilație a instalațiilor principale de ventilație s-au efectuat :

— lucrări de reducere a scurtcircuitărilor cu suprafața ;

— s-au mărit turațiile la ventilatoarele Wedag înlocuindu-se motoarele vechi care funcționau cu curent de 20,8 Hz cu motoare sincrone de 50 Hz și puteri $P_1 = 290$ kW (puțul IV), $P_2 = 250$ kW (puțul II), care realizau o turație a ventilatoarelor $n = 500$ rot/min.

Din motive de securitate a muncii au fost oprite temporar următoarele lucrări de exploatare :

— abatajele care nu aveau legătură la galeria de aeraj (631 sud, 631 nord) ;

— abatajele 638 şi 637, care aveau în galeria de aeraj peste 5% metan ;

— toate abatajele din sectorul 3 sud, în care aerajul se efectua în serie cu sectorul II vest (fig. 1 şi 2).

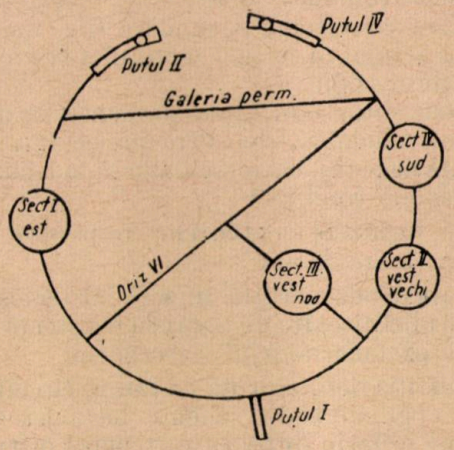


Fig. 2. Schema canonică orientativă a aerajului minei Anina (iunie 1960).

3. *Rezultate obţinute.* Măsurătorile de aeraj din luna noiembrie 1960, adică la patru luni după declararea anomaliei, au scos în evidenţă îmbunătăţiri esenţiale în aerajul minei, rezultate în urma aplicării în practică a măsurilor amintite.

h_v — depresiunea ventilatorului, mm col. apă ;

h_m — depresiunea minei, mm col. apă ;

R_v — rezistenţa reţelei la care lucrează ventilatorul (mină, canal, scurtcircuitări) ;

R_m — rezistenţa reţelei de aeraj a minei, kμ (kilomurguez) ;

A_v — orificiul echivalent al reţelei la care lucrează ventilatorul, m² ;

A_m — orificiul echivalent al minei, m² ;

A_{tm} — orificiul echivalent total al minei rezultat din funcţionarea diagonală a ventilatoarelor la cele două puţuri de aeraj (flancuri), m².

Orificiul echivalent total al minei este dat de :

$$A_{tm} = 0{,}38 \frac{Q_{m_1} + Q_{m_2}}{\sqrt{\frac{Q_{m_1} h_{m_1} + Q_{m_2} h_{m_2}}{Q_{m_1} + Q_{m_2}}}}.$$

Din analiza rezultatelor înscrise în tabela 1 se constată că debitele de aer aspirate din mină au crescut de la $Q = 2\,010$ m³/min la $Q = 3\,531$ m³/min, adică cu 76%, iar la ventilatoare creşterea a fost de la $Q = 2\,776$ m³/min la $Q = 4\,212$ m³/min, adică cu 52%.

Creşterea debitului de aer s-a datorat, în cea mai mare parte, măririi orificiului echivalent al minei cu circa $A = 0{,}44$ m² (prin lucrările de reprofilare şi realizare a străpungerii galeriei I — 108 cu puţul Rotmeyer), precum şi schimbării turaţiilor la ventilatoarele centrifugale existente. Prin realizarea legăturii între puţul Rotmeyer şi galeria 108, sistemul corespunde schemei canonice orientative (fig. 3).

Tabela 1

Mărirea debitelor de aer şi schimbarea rezultată a parametrilor de aeraj

Data măsurătorilor	Locul instalaţiei de ventilaţie	Q_v, m³/min	Q_m, m³/min	h_v, mm c.a.	h_m, mm c.a.	R_v, kμ	R_m, kμ	A_v, m²	A_m, m²	A_{tm}, m²
Iunie 1960	Puţul II (Pelzer)	1 125	880	167	162	0,475	0,758	0,59	0,44	
	Puţul IV (Pelzer)	1 651	1 130	161	138	0,288	0,389	0,70	0,61	1,05
	Total	2 776	2 010							
Noiembrie 1960	Puţul II (Wedag)	2 297	1 921	260	215	0,177	0,209	0,9017	0,84	
	Puţul IV (Wedag)	1 915	1 610	238	233	0,233	0,55	0,79	0,65	1,49
	Total	4 212	3 531							

Mărirea debitului de aer şi schimbarea parametrilor care au dus la această mărire, rezultă din tabela 1.

În tabelă s-au folosit următoarele notări :

Q_v reprezintă debitul ventilatorului măsurat la difuzor, m³/min ;

Q_m — debitul de aer care iese din mină (măsurat la rampele puţurilor de aeraj), m³/min ;

Ca urmare a creşterii debitului de aer, diluţia metanului în curentul de ieşire s-a îmbunătăţit. În tabela 2 se dau, pentru comparaţie, diluţiile metanului constatate în perioada declarării ano-

maliei (iunie 1960) şi în perioada măsurătorilor din noiembrie 1960.

Comparînd cele două situaţii ale aerajului, pe baza rezultatelor înscrise în tabela 2, se constată că îmbunătăţirea diluţiei s-a datorat creşterii

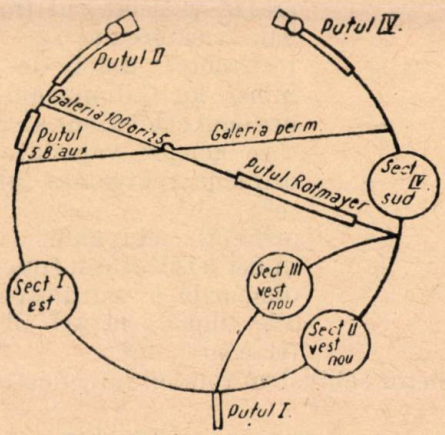


Fig. 3 Schema canonică orientativă a aerajului minei Anina (noiembrie 1960).

debitului de aer şi nu reducerii degajărilor de CH_4, aşa cum se sconta să se realizeze prin izolarea lucrărilor vechi.

Tabela 2

Comparaţia măsurătorilor de metan în iunie 1960 şi noiembrie 1960

Specificaţie	13–15 iunie 1960	15–19 noiembrie 1960
Metan în curentul de ieşire la puţul IV	1,30–1,75 %	0,6–0,77 %
Metan în curentul de ieşire la puţul II	0,5 –0,75 %	0,6–0,75 %
Debit de metan în curentul de ieşire de la puţul IV, m³/min	17	11,9
Debit de metan în curentul de ieşire la puţul II, m³/min	8,6	13,1
Debit absolut de metan pe întreaga mină, m³/min	25,6	25

Astfel, prin aplicarea în practică a măsurilor imediate s-au creat condiţii pentru continuarea procesului de exploatare pînă la raţionalizarea completă a aerajului minei.

4. *Determinarea parametrilor necesari pentru proiectarea regimului de aeraj de la mina Anina.* Considerîndu-se că numai printr-o proiectare se poate rezolva definitiv problema aerajului minei Anina, în funcţie de dezvoltarea ei în perspectivă, s-a trasat Institutului de proiectări miniere — IPROMIN — sarcina de a elabora acest proiect, care a trebuit să aibă la bază parametrii stabiliţi pe teren cu ocazia studierii aerajului minei în perioada iunie 1960.

Proiectul trebuia terminat pînă la sfîrşitul anului 1960.

Rezultatele măsurătorilor complexe de aeraj, executate în reţeaua minei Anina, au oglindit situaţia existentă în acea perioadă, dînd posibilitatea să se stabilească parametrii care trebuiau luaţi în considerare la proiectarea aerajului.

Folosindu-se schemele spaţiale în combinaţie cu cele canonice, au fost stabilite, printre altele, ramificaţiile diagonale cu regim de aeraj instabil, indicîndu-se abatajele prin care curentul de aer se scurgea descendent. S-au arătat şi posibilităţile de remediere a acestui neajuns.

Schema canonică orietativă, obţinută prin reducerea circuitelor secundare (fig. 2), indică evident aerajul în serie a sectorului vestic vechi cu sectorul sudic.

Pentru viitor s-au făcut propuneri de analiză tehnico-economică, de către proiectant, a şase variante de aeraj, care trebuiau să îndeplinească următoarele condiţii :

— să furnizeze sectoarelor respective cantităţile necesare de aer ;

— să excludă aerajul în serie al sectoarelor ;

— să aibă circuite de aeraj cu rezistenţă mică ;

— să excludă aerajul descendent.

Repartiţia debitelor de metan pe circuitele de aeraj — oglindită de schema metanică — prezenta un criteriu după care trebuiau distribuite debitele de aer în subteran.

S-au dat indicaţii de calcul al debitelor necesare de aer după debitul relativ al degajărilor de CH_4, care la acea dată era valabil în limitele $q = 90—100$ m³ pe tona extrasă în 24 ore.

Pierderile de presiune pe circuite — necesare pentru calculul rezistenţelor aerodinamice ale lucrărilor miniere — s-au măsurat în general cu ajutorul deprimometrului şi în unele cazuri (lucrări înclinate sau verticale), cu ajutorul micromanometrului Askania, sau cu braţ înclinat.

Astfel, au fost date cifre de rezistenţă aerodinamică care au fost folosite la proiectare. Cu ocazia măsurătorilor s-au determinat tronsoanele lucrărilor miniere cu consum mare de presiune, care necesitau reprofilări sau betonări, în vederea reducerii rezistenţei lor aerodinamice.

5. *Proiectarea aerajului minei Anina.* Proiectul a fost întocmit pînă la finele anului 1960 şi a avut la bază parametri stabiliţi prin măsurătorile de aeraj amintite. La calculul debitului de aer s-a avut în vedere evoluţia producţiei pînă în 1975 şi degajările mari de CH_4, care s-au fixat prin temă la $q = 130$ m³ pe tonă extrasă în 24 ore.

Astfel, pe această perioadă producţia minei trebuia să crească treptat între limitele $P = 434—667$ t/zi şi debitul de aer al minei să crească corespunzător de la $Q_{min} = 5\,700$ la $Q_{max} = 7\,550$ m³/min, iar la ventilatoare să se realizeze un debit care să crească de la $Q_{min} = 6\,400$ m³/min la $Q_{max} = 8\,340$ m³/min. Toate aceste calcule au fost făcute considerîndu-se că la o creştere a producţiei raportul metan/tonă

scade, fiindcă se stabilise că 50% din metan provenea din lucrări vechi.

La alegerea schemei de aeraj, proiectantul s-a fixat asupra variantei a II—a de aeraj (fig. 4). Conform acestei scheme canonice orientative

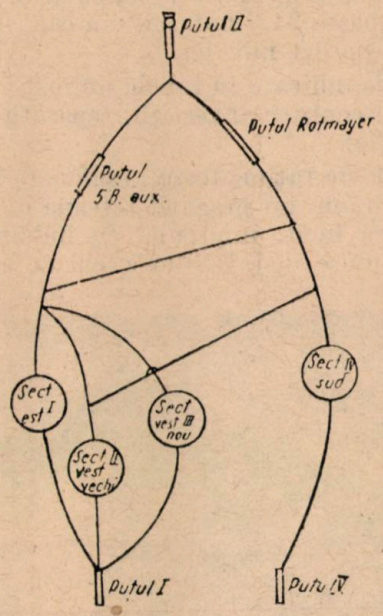


Fig. 4. Schema canonică orientativă a aerajului minei Anina după raționalizarea aerajului (mai 1964).

aerul proaspăt trebuia să intre prin mină prin puțurile I și IV, creîndu-se circuite independente pentru sectoarele III sud, I est și sectoarele II vest nou și vechi. Aerul ieșea din mină sub influența unei singure instalații de ventilatoare, montată la puțul II. Schema are un grad de stabilitate ridicat.

Alegerea ventilatorului trebuia făcută astfel încît el să corespundă etapelor de dezvoltare a minei. Proiectantul a ales ventilatorul centrifugal cu debit reglabil de producție VTO-3,1 — —110/450. După caracteristici, acest ventilator (fig. 5) este capabil a aera mine cu un randament mediu ponderat de circa $\eta = 0{,}7$, atunci cînd orificiul echivalent al acestora este variabil în limitele $A = 0{,}5 - 3{,}45$ m², dezvoltînd o depresiune variabilă $h = 495 - 265$ mm col. apă. În funcție de orificiul echivalent al minelor, acest ventilator ar trebui să realizeze debite variabile în limitele $Q = 1\,620 - 9\,800$ m³/min cu un randament care nu coboară sub $\eta = 0{,}6$.

6. *Aplicarea în practică a proiectului de aeraj.* Din iunie 1960 pînă în mai 1964 s-a pregătit terenul pentru marea schimbare care trebuia să intervină în sistemul de aeraj al minei prin intrarea în funcțiune a noii instalații de ventilație, montată la puțul II, conform proiectului.

Pregătirea terenului, descrisă în prima parte, a constat din : reprofilări, betonări, executarea de lucrări miniere noi, îndiguiri, construcția stației de ventilație de la puțul II și montarea ventilatoarelor centrifugale tip VTO-3,1 —110/450.

Lucrările eșalonate în această perioadă au contribuit la menținerea unui aeraj acceptabil în condițiile funcționării instalațiilor vechi de aeraj. La începutul lunii mai 1964 a fost pusă în funcțiune noua instalație de ventilație ; cu această ocazie S.C.S.M. — Petroșeni a făcut măsurători pentru determinarea noului sistem de aeraj creat și pentru stabilirea modului de comportare în condiții de exploatare a ventilatoarelor centrifugale tip VTO-3,1 —110/450.

Instalația de ventilație funcționa în momentul măsurătorilor cu paletele aparatului director la un unghi de incidență de $\alpha = 40°$, avînd următorii parametri :

— depresiunea ventilatorului (măsurat în fața aparatului director) $h_v = 296$ mm col. apă ;

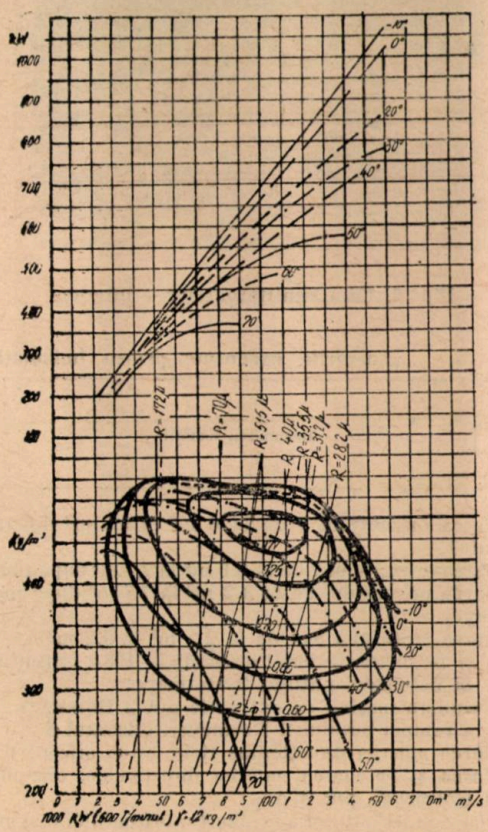


Fig. 5. Curbele caracteristice ale ventilatorului VTO-3,1 — 110/450.

— debit de aer la ventilator $Q = 102{,}45$ m³/s = 6 157 m³/min ;

— debit de aer în mină $Q = 86{,}46$ m³/s = = 5 187 m³/min ;

— puterea absorbită $P = 576$ kW ;

— puterea utilă $P = 300$ kW ;

— randament $\eta = 0{,}522$.

III. Rezultate economice şi de tehnica securităţii

Lucrările executate în vederea raţionalizării aerajului în perioada 1960—1964 au fost costisitoare, însă ele au fost necesare, deoarece fără această intervenţie nu se mai putea concepe continuarea exploatării la mina Anina.

Eşalonarea lucrărilor miniere, specificul lor şi preţul de cost sînt cuprinse în tabela 3.

Din analiza datelor cuprinse în tabelă rezultă că toate lucrările executate pentru îmbunătăţirea sistemului de aeraj în perioada 1960—1964 au costat peste 34,5 mil. lei, din care instalaţia de ventilaţie 6,4 mil. lei.

Lucrările indicate în tabelă au fost executate pe diferite conturi (investiţii, reparaţii capitale şi producţie).

Lucrările de raţionalizare, eşalonate în cursul celor patru ani, au pregătit reţeaua de aeraj în aşa măsură încît, împreună cu îmbunătăţirile amintite aduse instalaţiilor vechi de aeraj, s-a

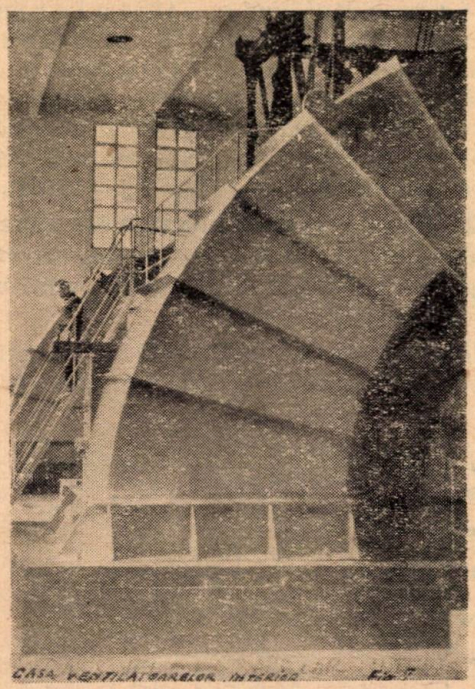


Fig. 6. Casa ventilatoarelor — interior.

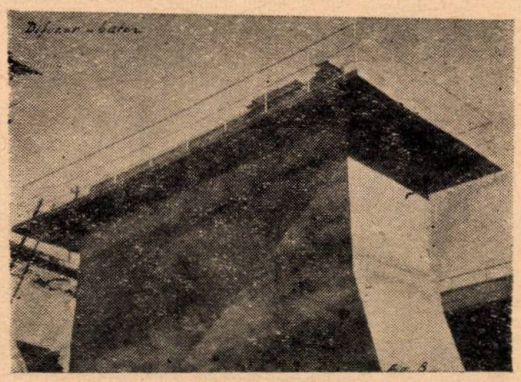


Fig. 7. Difuzor din beton.

Tabela 3

Lucrările executate pentru îmbunătăţirea aerajului minei Anina în perioada 1960—1964

Denumirea lucrării	Executat, m					Valoarea totală, mii lei
	1960	1961	1962	1963	1964	
Reprofilarea orizontului 7 de la 6 m² la 9,2 m² din rampa puţului I	150	—	—	—	—	71,3
Reprofilarea orizontului 7 de la 3,6 m² la 7,7 m² după puţul 13	145	—	—	—	—	95,0
Reprofilarea orizontului de la 3,2 m² la 7,7 m² după puţul 2 Rotmeyer	200	—	—	—	—	125,0
Reprofilarea suitorului 544 de la 2,5 m² la 5,2 m²	90	—	—	—	—	125
Săparea şi betonarea galeriei de aeraj I—108 a orizontului 5	317	216	111	—	—	311,2
Lărgirea şi betonarea puţului 2 Rotmeyer	—	53	28	—	—	8 844,4
Turn şi camera maşinii de extracţie puţ 2 Rotmeyer	—	15	—	—	—	
Betonarea rampei puţului 2 Rotmeyer, orizontul 6	90	158	—	—	—	3 478,4
Reprofilarea galeriei direcţionale flanc estic, orizont 6	—	321	665	99	—	
Reprofilarea şi betonarea galeriei direcţionale, orizontul 6, puţ 2 Rotmeyer, puţ 4 a	—	78	229	44	—	2 175,0
Betonarea rampei puţului auxiliar 4 a orizontului 6 şi orizontului 7	—	—	9	48	—	1 222,7
Reprofilarea galeriei direcţionale orizontul 8	—	—	339	—	—	
Galeria direcţională de legătură cu puţul I la orizontul 8	—	—	372	—	—	4 113,2
Galeria de legătură est-vest orizontul 6	—	294	3	8	—	
Betonarea suitorului 544	—	—	71	32	—	937,9
Amenajarea vetrei şi liniei galeriei 108, orizontul 5	—	—	—	340	—	521,8
Debleierea puţului I între orizontul 7 şi orizontul 8	—	—	—	—	80	75,0
Betonarea puţului IV	—	—	160	187,4	—	40,0
Diguri vechi refăcute	50 buc	—	—	—	—	5 506,0
Diguri noi construite	13 buc	—	—	—	—	
Instalaţia de ventilatoare de la puţul II inclusiv casa ventilatoarelor	—	—	—	—	—	570,0
Refacerea casei puţului II de aeraj	—	—	—	—	—	6 400,0
						25,0
Total						34 511,0

reuşit să se ridice debitul de aspiraţie a aerului din mină la $Q = 5\,140$ m³/min (în cursul lunii aprilie 1964), faţă de $Q = 2\,010$ m³/min cît a fost luna iunie 1960. Se constată astfel că instalaţiile vechi au reuşit să realizeze, în condiţiile noi create, un debit care este aproape egal cu debitul realizat de instalaţia nouă ($Q = 5\,187$ m³/min), atunci cînd aceasta funcţionează cu paletele aparatului director sub unghi de incidenţă de $\alpha = 40°$.

Puterea absorbită de instalaţia nouă este $P = 576$ kW, în timp ce puterile absorbite de instalaţiile vechi erau pentru acelaşi debit $P = 540$ kW, deci cu $P = 36$ kW mai puţin.

O comparaţie economică din punctul de vedere al consumului de putere nu îşi are rostul deoarece, pe lîngă faptul că puterile sînt apropiate, sistemele de aeraj create în cele două cazuri nu sînt asemănătoare.

Pentru intrarea în funcţiune a instalaţiei noi de la puţul II s-a creat un sistem de aeraj perfecţionat faţă de sistemul vechi prin faptul că asigură o independenţă a sistemelor locale de aeraj, evitînd aerajul în serie al sistemului local al sectorului III sud cu sistemul local de aeraj al sectorului II vest vechi, punîndu-se astfel sistemul de aeraj în concordanţă cu prevederile N.T.S.

Din punctul de vedere al tehnicii securităţii, instalaţia nouă este superioară, putînd să realizeze, cu uşurinţă şi randament ridicat, inversarea aerajului, necesară în cazul anumitor avarii.

Instalaţia nouă de aeraj are capacitatea de a se adapta ca debit perspectivelor de dezvoltare a minei. În condiţiile reţelei actuale de aeraj a minei Anina cu rezistenţa totală $R = 28{,}2\ \mu$, debitul ventilatorului poate creşte pînă la $Q = 7\,269$ m³/min (inclusiv scurtcircuitările cu suprafaţa), atunci cînd funcţionează cu paletele aparatului director la un unghi de incidenţă de zero grade.

Pînă la data intrării în funcţiune a noii instalaţii de ventilaţie, mina a lucrat sub regim de avarii.

Dacă se ia în consideraţie numai faptul că era interzisă folosirea dinamitei la lucrările de deschidere, se poate face o imagine asupra vitezelor de înaintare în condiţiile de atunci şi în situaţia actuală cînd anomalia a fost declarată lichidată şi în consecinţă s-a permis folosirea dinamitei la lucrările de înaintare.

În curentul de ieşire din noul sistem de aeraj gazele nocive sînt cuprinse în limitele admise de N.T.S. La măsurătorile din iunie 1964 ele au fost :

CH_4	0,30—0,70%
CO_2	0,20—0,30%
Total	0,5 —1 %,

faţă de situaţia din iunie 1960 cînd, în curentul de ieşire de la puţul IV, au fost înregistrate procente ale gazelor nocive care depăşeau limitele prescrise de N.T.S. şi anume :

CH_4	1,30—1,75%
CO_2	0,25—0,40 %
Total	1,55—2,15%

deci şi din acest punct de vedere se constată o reală îmbunătăţire.

Concluzii

Lucrările de raţionalizare a aerajului minei Anina, executate eşalonat în decursul anilor 1960—1964, au contribuit la menţinerea continuităţii în exploatare într-o perioadă cînd creşterea debitului absolut de metan devenise îngrijorătoare.

De asemenea, la sfîrşitul perioadei amintite s-a reuşit să se creeze un sistem de aeraj nou cu caracteristici superioare celui vechi, realizîndu-se independenţa sistemelor locale de aeraj a celor patru sectoare, condiţii bune de distribuţie a aerului în subteran, orificiul echivalent mare (peste 2 m²) etc.

Instalaţia de ventilaţie mai are ca rezervă posibilitatea de a realiza în condiţiile actualei reţele de aeraj un debit mai mare faţă de cel realizat cu circa $Q = 1\,500$ m³/min.

Dacă se va mări orificiul echivalent al minei, se vor mări şi posibilităţile noii instalaţii.

Posibilităţi de valorificare superioară a serpentinelor alterate din regiunea Tişoviţa–Liubotina

Ing. F. ROPCEANU

Industria noastră siderurgică şi de materiale de construcţii în continuă dezvoltare are nevoie de cantităţi din ce în ce mai mari de produse refractare magneziene : cărămizi magnezitice, cromomagnezitice şi de magnezite pentru fabricarea unor produse refractare forsteritice.

Condiţiile de calitate cerute magnezitei calcinate pentru produse refractare magneziene sînt redate în tabela 1 [3].

Tabela 1

	MgO min., %	CaO max., %	SiO_2 max., %	Fe_2O_3 max., %
Calitatea I	90	3,5	5	5
Calitatea a II-a	85	5	8	8

Conţinutul minim de MgO în produsele refractare forsteritice este de 53%.

Condiţiile de calitate cerute magnezitei caustice pentru fabricarea pardoselilor de xilolit [2] sînt următoarele :

	Calitatea I	Calitatea a II-a	Calitatea a III-a
MgO % min	87	83	75

În articolul de faţă se arată posibilităţile valorificării unei serpentine alterate, în vederea obţinerii unui concentrat de magnezită care să se poată utiliza la fabricarea xilolitului pentru pardoseli şi a unui concentrat de forsterită utilizabil la fabricarea produselor refractare forsteritice fără adaos de magnezită.

Materia primă şi caracteristicile ei

În regiunea Tişoviţa-Liubotina (Orşova) se găsesc zăcăminte importante de serpentină alterată, avînd un conţinut de 12–20% carbonaţi de magneziu.

În perioada de serpentinizare a rocilor ultrabazice, Fe^{++} din silicaţii feromagnezieni s-a oxidat parţial trecînd în Fe^{+++}, şi-a micşorat raza ionică şi a fost astfel expulzat din reţea sub formă de magnetit, ceea ce a dus la formarea unor noi silicaţi ca antigorit, crizotil etc. În prezenţa apei cu CO_2, o parte din magneziul silicaţilor primari este dizolvat şi depus ca magnezită, care se observă mai ales în serpentinele alterate din Banat [1].

În minereul de magnezită predomină serpentina, care are în general o culoare verde-cenuşie cu diferite nuanţe (gălbui-brun, gălbui-verzui, cenuşiu închis), corespunzătoare diverselor stadii de alterare. Minereul în care predomină magnezita şi hidromagnezita are o culoare albă şi este foarte friabil. Ca mineral mai important răspîndit în masa de serpentină se găseşte magnetitul. Cu totul subordonat se găsesc : pirotina, pentlanditul, piroxenul şi cromitul.

Compoziţia mineralogică a minereului de magnezită de la Tişoviţa este următoarea (cifre medii informative) :

Serpentină (antigorit, crizotil, ophit)	70%
Olivină	3%
Limonit şi iddingsit	8%
Hidromagnezit şi magnezit	14%
Magnetit	4%
Pirotină, pentlandit, bravoit, piroxeni, cromit, brucit	subordonat.

Compoziţia granulometrică a minereului, conţinutul în CO_2 şi repartiţia $MgCO_3$ pe granulaţii, sînt redate în tabela 2.

Tabela 2

Compoziţia granulometrică, conţinutul în CO_2 şi repartiţia $MgCO_3$ pe granulaţiile minereului de magnezită de la Tişoviţa

Dimensiunea granulelor de minereu, mm	Cantitatea, %	Conţinut în CO_2, %	Repartiţia $MgCO_3$ pe granulaţii, %
10	30,0	4,3	21,7
10–2	22,1	7,1	26,6
2–0,5	18,7	6,9	21,7
0,5–0,1	16,6	3,3	9,2
0,1–0,0	12,6	9,8	20,8

Compoziția chimică a minereului este arătată în tabela 3.

Tabela 3

Compoziția chimică a minereului de magnezită de la Tișovița

	Minereul de magnezită	
	în stare naturală, %	recalculat în stare calcinată, %
MgO	39,4	49,6
SiO_2	29,3	37,1
Fe_2O_3	8,5	10,7
Al_2O_3	1,9	2,4
Cr_2O_3	0,3	0,4
CaO	0,2	0,2
P.C.	21,0	—
CO_2	6,6	—

Prepararea serpentinei alterate

Încercări de preparare a unui concentrat de magnezită s-au făcut în fază de laborator, prin antrenare cu apă. Din fracțiunea grobă se separă prin claubaj megnezită care conține 93% MgO (în stare calcinată), însă extracția în $MgCO_3$ este de numai 7% din $MgCO_3$, total existent în serpentina brută. Din suspensia antrenată se separă prin decantare în prezența electroliților un concentrat (forsterită) care se filtrează. Indicii tehnologici de preparare sînt arătați în tabela 4, iar compoziția chimică a concentratului obținut este redată în tabela 5. Concentratul rezultat (66% MgO în stare calcinată) se poate utiliza în fabricarea refractarelor magnezitoforsteritice superioare refractarelor forsteritice obișnuite, avînd raportul $\frac{MgO}{SiO_2} = 2,8$ față de cel al forsteritei obișnuite de 1,34. Se valorifică astfel numai 20% din toată cantitatea de serpentină brută, concentratul rezultat revenind la un preț ridicat.

Tabela 4

Indicii tehnologici de extracție ai magnezitei din serpentina alterată de la Tișovița prin claubaj și spălare

Operația de preparare	Extracția în		Conținutul în MgO în substanța calcinată, %
	greutate, %	$MgCO_3$, %	
Alimentare	100	100	46,6
Claubaj	1,3	7,6	93,5
Spălare concentrat	15,3	57,7	66,0
Steril	83,4	34,7	42,3
Concentrate finale cumulate	16,6	65,3	68,1
Steril	83,4	34,7	42,3

Tabela 5

Compoziția chimică a concentratului de magnezită obținut prin spălare

Componenții	Concentrat natural, %	Concentrat calcinat, %
MgO	38,41	66,0
SiO_2	13,25	22,7
Fe_2O_3	5,79	9,9
Al_2O_3	0,56	0,9
Cr_2O_3	—	—
CaO	0,28	0,5
P.C.	41,28	—
CO_2	23,19	—

Încrucît pentru fabricarea xilolitului se utilizează magnezite cu minimum 80% MgO (în stare calcinată) și cum din serpentinele alterate la primele încercări s-au obținut concentrate de magnezită cu un conținut care nu a depășit 70% MgO, s-au făcut studii mai adîncite de preparare a serpentinelor alterate în faza de laborator.

Prin concasarea serpentinei brute la 3 mm, clasarea pe site în fracțiuni de 3—1, 1—0,5 și 0,5—0 mm și separarea magnetică la 8 000 Oe, se obține un concentrat de magnezită cu 81% MgO (în stare calcinată), însă extracția în $MgCO_3$ nu depășește 15% din totalul de $MgCO_3$ existent în serpentina brută. Separarea magnetică a serpentinei din fracțiunile fine nu a dat rezultate bune, deoarece se antrenează și o bună parte din magnezită.

Prin calcinarea serpentinei brute la 900°C, $MgCO_3$ trece în MgO activ, care cu apa se hidratează dînd $Mg(OH)_2$.

Magnezita friabilă se dispersează în apă după calcinare, însă magnezita compactă își păstrează forma inițială și după calcinare și nu se dispersează în apă, deci randamentul de extracție al magnezitei prin calcinare și hidratare este foarte scăzut. De asemenea și conținutul în MgO al concentratului obținut în suspensia decantată este scăzut (60% MgO în substanța calcinată) deoarece prin calcinare și leșiere se dispersează și o cantitate importantă de serpentină, care impurifică magnezita din suspensie.

Prin clasare pe site se obțin fracțiunile +10 mm, 10 — 2 mm, 2 — 0,5 mm, 0,5 — 0,1 mm și 0,1 — 0 mm.

Clasa +10 mm este constituită, în cea mai mare parte, din bulgări de serpentină foarte puțin asociată cu magnezită și din bulgări de magnezită. Magnezita se separă de serpentină prin claubaj.

Magnezita din clasa 10 — 2 mm se extrage cu medii dense la $d = 2,3$ (cu bromoform).

Clasa 2 — 0,5 mm și 0,5 — 0,1 mm se prelucrează pe mese de concentrare obținîndu-se o

fracţiune uşoară (magnezită), o fracţiune medie (forsterită) şi o fracţiune grea (serpentină).

Clasa 0,1 — 0 mm se separă prin antrenare cu apă în două fracţiuni, o suspensie (forsterită) şi un reziduu (serpentină).

Grupînd produsele din fiecare clasă care au o compoziţie chimică apropiată se obţin următoarele produse finite :

a. Concentrat de magnezită, constituit din fracţiunea de magnezită a clasei +10 mm, din fracţiunea uşoară a clasei 10 — 2 mm şi din fracţiunea uşoară a clasei 2 — 0,5 mm şi 0,5 — — 0,1 mm. Concentratul are un conţinut de 80 % MgO în stare calcinată, un randament de extracţie în greutate de 7 % şi un randament de extracţie în $MgCO_3$ de 33,8 %.

b. Forsterită, constituită din fracţiunea medie a claselor 2 — 0,5 mm şi 0,5 — 0,1 mm şi din fracţiunea uşoară a clasei 0,1 — 0 mm. Forsterita are un conţinut de 53,54 % MgO în stare calcinată, un randament de extracţie în greutate de 19,7 % şi un randament de extracţie în $MgCO_3$ de 33 %. În prezent se fabrică la noi forsterită de aceeaşi calitate cu cea obţinută mai sus, din serpentină şi magnezită de import. Consumul de magnezită este de 167 kg magnezită pe tona de forsterită.

c. Serpentină (steril), constituită din sterilul clasei +10 mm, din fracţiunea grea a clasei 10 — 2 mm, din fracţiunile grele ale claselor 2 — 0,5, 0,5 — 0,1 şi 0,1 — 0 mm. Serpentina are un conţinut de 45,2 % MgO în stare calcinată, o extracţie în greutate de 73,4 % şi o pierdere de $MgCO_3$ (în steril) de 33,2 %.

Rezultatele obţinute pînă în prezent în fază de laborator, atît în ceea ce priveşte conţinutul în $MgCO_3$, cît şi în ceea ce priveşte randamentul de extracţie, se vor putea ameliora prin retratarea pe mese a produselor şi prin clasarea serpentinei brute în conuri clasoare, în vederea obţinerii de fracţiuni simptotice. Aceste modificări în fluxul tehnologic vor avea ca urmare o separare mai netă a magnezitei de serpentină şi se vor putea realiza concentraţii mai mari în $MgCO_3$, în produsele finite şi randamente de extracţie mai mari. Printr-o regrupare a produselor rezultate, din preparare se vor putea obţine de asemenea produse finite de o compoziţie chimică dorită.

Pe baza încercărilor de laborator s-a stabilit un proces tehnologic de preparare a minereului de magnezită de la Tişoviţa, care constă în separarea magnezitei de restul mineralelor. Pentru a obţine un produs finit cît mai puţin impurificat şi un randament de extracţie cît mai mare, s-a căutat să se aleagă un flux care să fărîmiţeze cît mai puţin minereul, căci separarea magnezitei dintr-un amestec granulat fin se face foarte greu. De asemenea, pentru a obţine un produs finit cît mai ieftin, s-a căutat să se valorifice şi produsele secundare.

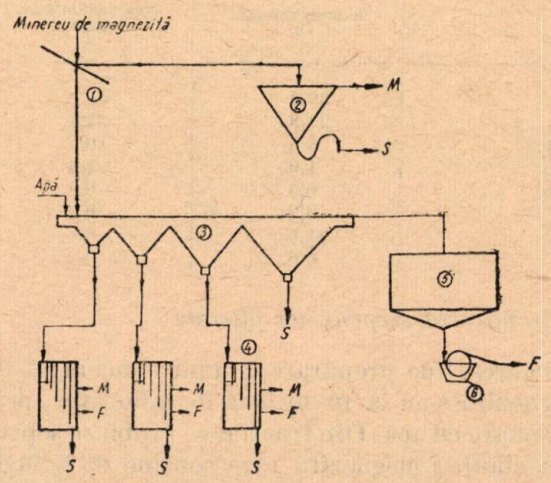


Fig. 1. Schema tehnologică de preparare a minereului de magnezită de la Tişoviţa :

1 — ciur de 3 mm ; 2 — medii dense ; 3 — clasor hidraulic ; 4 — mese de concentrare ; 5 — decantor ; 6 — filtru de vid ; M — concentrat de magnezită ; F — concentrat de forsterită ; S — serpentină.

Minereul de magnezită se cerne printr-un ciur de 3 mm (fig. 1). Din reziduul de pe ciur se separă magnezita în medii dense la $d = 2{,}3$. Materialul trecut prin ciur se clasează într-un clasor hidraulic în patru fracţiuni simptotice în care predomină granulaţiile : 3 — 0,75 ; 0,75 — 0,4 ; 0,4 — 0,1 şi 0,1 — 0 mm. Primele trei fracţiuni se prelucrează fiecare separat pe mese de concentrare, obţinîndu-se cîte trei produse de pe fiecare masă : fracţiunea uşoară (concentrat de magnezită), fracţiunea medie (concentrat de forsterită) şi fracţiunea grea (serpentină-steril).

Suprascurgerea clasorului se decantează şi se filtrează, obţinîndu-se un concentrat de forsterită, iar reziduul de la ultimul conclasor are un conţinut scăzut în magnezită şi se trimite la haldă ca steril.

Utilizînd fluxul tehnologic indicat mai sus şi grupînd produsele care au conţinuturi de minerale apropiate se obţin următoarele produse :

— concentrat de magnezită, obţinut din fracţiunea uşoară de la medii dense şi de la mese ;

— concentrat de forsterită, obţinut din fracţiunea medie de la mese şi suprascurgerea clasorului ;

— serpentină, constituită din fracţiunea grea de la medii dense şi de la mese şi reziduul de la ultimul conclasor.

În tabela 6 se prezintă extracția în greutate și magnezită.

Tabela 6

Extracția în greutate și în magnezită din minereul de magnezită de la Tișovița

	Concentrat de magnezită, %	Concentrat de forsterită, %	Serpentină, %
Extracția în greutate	7	19,6	73,4
Extracția în magnezită	33,8	33,0	33,2

În tabela 7 este redată compoziția chimică a produselor obținute.

Tabela 7

Compoziția chimică a produselor obținute la prepararea minereului de magnezită de la Tișovița

Componentul	Concentrat de magnezită		Concentrat de forsterită		Serpentină	
	în stare naturală, %	recalculat în stare calcinată, %	în stare naturală, %	recalculat în stare calcinată, %	în stare naturală, %	recalculat în stare calcinată, %
MgO	42,3	80,0	39,6	53,5	37,7	45,2
SiO_2	7,6	14,6	25,6	34,7	31,6	38,0
Fe_2O_3	2,0	3,7	7,1	9,5	10,0	12,1
Al_2O_3	0,8	1,5	1,5	2,1	2,9	3,5
Cr_2O_3	0,1	0,2	0,1	0,1	0,4	0,5
CaO	0,04	0,1	0,1	0,1	0,6	0,7
P.C.	47,2	—	26,1	—	16,7	—
CO_2	29,4	—	8,9	—	2,5	—

Trebuie menționat că forsterita obținută în acest proces nu necesită nici un adaos de magnezită de import, spre deosebire de forsterita care se fabrică în prezent din serpentină indigenă și magnezită de import. În ipoteza că se va utiliza și sterilul (serpentina) ca suport pentru fungicide, costul concentratului va scădea sub costul magnezitei de import.

Concluzii

Încercările de laborator au arătat că dintr-o serpentină alterată de Tișovița, avînd un conținut de 49,6% MgO în stare calcinată, se pot obține, prin preparare mecanică, următoarele produse :

— concentrat de magnezită cu un conținut de 80% MgO în stare calcinată, cu un randament de extracție în greutate de 7% și un randament de extracție în carbonați de Mg de 34% din cantitatea totală de carbonați de Mg existentă în serpentina brută, concentrat care se poate utiliza în fabricarea xilolitului pentru pardoseli ;

— concentrat forsteritic cu un conținut de 53,5% MgO în stare calcinată, cu un randament de extracție în greutate de 19,6% și un randament de extracție în carbonați de Mg de 33% din cantitatea totală de carbonați de magneziu existentă în serpentina brută, concentrat care se poate utiliza în fabricarea produselor refractare forsteritice fără adaos de magnezită ;

— serpentină care s-ar putea utiliza ca suport pentru fungicide (pentru care sînt necesare încă cercetări).

Astfel, dintr-o tonă de serpentina brută se obțin 70 kg concentrat de magnezită, 195 kg concentrat de forsterită și 735 kg serpentină.

Extracția în greutate a celor două produse valorificabile pînă în prezent este de 26,5% iar extracția în carbonați de magneziu este de 67% din cantitatea totală de carbonați de magneziu existentă în serpentina brută.

BIBLIOGRAFIE

[1] Petrulian, N. și Steclaci, L. *Unele aspecte ale geochimiei nichelului în rocile ultrabazice serpentinizate din R.P.R.* Studii și cercetări de geologie ale Academiei R.P.R., 1961.

[2] Vagonov, A. P. *Xilolitul*, 1959.

[3] * * * *Prepararea serpentinelor magnezitice de la Tișovița (fază de laborator)*. Referat ICEMIN, 1962.

[4] * * * *Obținerea unui concentrat de magnezită din minereuri indigene*. Referat I.P.C.M.C., 1963.

Probleme noi în proiectarea și exploatarea iazurilor de decantare din industria minieră*)

Ing. S. IARU

Depozitarea cantităților mari de steril provenite din tulbureala rezultată de la instalațiile de preparare a minereurilor impune realizarea unor iazuri de decantare noi, sau amplificarea celor existente. În majoritatea cazurilor, crearea iazurilor noi este îngreuiată de lipsa terenurilor necesare, iar conducerea tulburelilor la distanțe mari mărește mult cheltuielile de investiții. Amplificarea iazurilor existente rămîne soluția cea mai economică, mai ales cînd aceasta se face fără să afecteze suprafețe noi, depunerea sterilului din suspensii fiind astfel dirijată încît înălțarea iazurilor să nu mai constituie o problemă. Iazurile astfel amplificate vor fi abandonate numai atunci cînd suprafețele lor vor fi atît de reduse, ca urmare a respectării taluzurilor exterioare, încît să nu mai poată limpezi tot debitul de tulbureală pentru care au fost construite.

Pentru a putea trece la această amplificare în înălțime, este necesar ca elementele de rezistență care asigură stabilitatea sedimentelor depuse în timp să fie astfel alese și realizate încît să elimine orice surprize care ar putea pune în mișcare mase mari de steril.

Pornind de la alegerea amplasamentului pe care se va dezvolta viitorul iaz de decantare, trebuie menționat că există unele deficiențe, care dacă nu sînt eliminate de la început, efectul lor se va resimți tot timpul cît va dura exploatarea iazului.

În afară de stabilitatea terenului ce constituie amplasamentul propriu-zis, mai trebuie îndeplinite și unele condiții hidrogeologice.

Amplasarea unui iaz pe un teren constituit din materiale drenante (aluviuni) care să asigure scurgerea apelor atunci cînd nivelul hidrostatic crește, astfel încît să nu permită creșterea lui pînă la suprafață, constituie un amplasament optim. Cum astfel de terenuri sînt destul de rare în zonele miniere, sînt necesare amenajări care să dreneze apele subterane din perimetrul iazurilor și care să capteze și infiltrațiile de la suprafața iazului, infiltrații ce pătrund prin masa sedimentului. Aceste amenajări ar consta din realizarea unor drenuri de mică adîncime (0,5—1,0 m) dispuse radial în patul iazului, asigurîndu-se o scurgere a apelor în afara iazului. Pentru a feri aceste drenuri de pericolul colmatării cu materialul fin ce se depune în iaz, ele trebuie să fie executate ca niște filtre inverse, adică materialul grosier să se așeze la bază și pe măsură ce se apropie de suprafață să se folosească material din ce în ce mai fin.

Avînd asigurată stabilitatea terenului, iar pericolul inundării zonei fiind înlăturat, este necesar să se analizeze dacă este indicat ca digurile de amorsare să fie sau nu impermeabile. În practica de pînă acum, aceste diguri au fost construite din strate subțiri de argilă (20—30 cm) umezite cu lapte de var și compactate cu maiul. Pentru a le feri de pericolul înmuierii, taluzurile interioare ale digurilor erau prevăzute cu o mască de argilă curată, bine compactată. Digurile astfel construite, asociate cu amplasamentele impermeabile (nedrenante), creează condiții de acumulare a apelor la baza iazurilor, cel puțin pînă la nivelul coronamentului digurilor de amorsare. La acest nivel apele deversează, antrenînd cu ele și materialul deja decantat, slăbind iazul chiar la baza sa. La majoritatea iazurilor existente, s-au observat umeziri și prelingeri pe talazuri la înălțimi ce corespund cu coronamentul digurilor de amorsare. Prezența apelor în stratele de la baza iazurilor nu numai că înlesnește fenomenul de afuiere, atunci cînd ele ajung pe suprafața liberă a talazurilor, dar mențin stratele în masa cărora sînt cantonate într-o stare de plasticitate de la moale la curgătoare. Acest lucru trebuie evitat mai ales cînd se pune problema amplificării iazurilor în înălțime, deoarece în acest caz sarcina stratelor de deasupra va crește și atunci cînd se va depăși sarcina admisibilă maximă pe care o pot prelua stratele de la bază va lua naștere fenomenul de refulare.

Față de cele arătate, se consideră ca inoportună realizarea digurilor de amorsare impermeabile prevăzute cu măști de argilă pentru a le asigura etanșeitatea. Procesul de consolidare a materialului din iaz, în special cel de la baza sa, care după gradul de umiditate este caracterizat ca saturat, este foarte mult îngreuiat, deoarece o parte din sarcina transmisă de stratele de la suprafață stratelor de la bază este preluată de către scheletul solid constituind presiunea efectivă, iar cealaltă parte de către apa din porii sedimentului, constituind presiunea neutră. Datorită presiunii neutre, apa caută posibilități de

*) Se supune discuției.

emigrare, iar cînd aceasta se produce are loc o transmitere a presiunilor preluate de apa din pori către scheletul solid. Astfel, în cele din urmă, întregul efort va fi preluat de particulele solide, ceea ce ar corespunde unei consolidări complete. Acest lucru nu se întîmplă la iazurile a căror diguri de amorsare au fost construite impermeabile, iar paturile sînt şi ele impermeabile, deoarece în acest caz apele nu mai au posibilităţi de scurgere în afara iazului.

Curbele de compresiune-tasare, rezultate din încercări pe probe colectate din iazurile de la Deva şi Gura Barza, demonstrează că în condiţiile de evacuare a apei sedimentul se pretează la o compresibilitate, respectiv la o consolidare avansată. Pentru un spor de sarcină de 2 şi 3 kg/cm² peste sarcina existentă, rezultă module de tasare conform datelor din tabela 1.

Tabela 1

Nr. crt.	Foraj nr.	Tasarea, mm/m	
		pentru un spor de 2 kg/cm²	pentru un spor de 3 kg/cm²
	Iazul Deva		
1	1	12,0— 81,0	55,5—167,0
2	2	15,0—109,0	59,0—200,0
3	3	16,0— 64,0	56,0—167,0
4	4	11,0— 46,0	66,5—200,0
5	5	11,0— 71,0	47,5—200,0
6	6	11,0— 70,0	55,5—200,0
	Iazul Gura Barza		
7	1	21,0— 90,0	52,5—111,0
8	2	22,0— 58,0	59,0—125,0
9	3	17,0— 50,0	77,0—167,0
10	4	24,0— 42,0	77,0—125,0
11	5	20,0— 52,0	66,5—125,0
12	6	24,0— 72,0	41,5—130,0
13	7	27,0— 33,0	71,5— 91,0

Este cunoscut faptul că gradul de compactare a pămînturilor este determinat de umiditatea lor, iar limitele între care variază umiditatea optimă de compactare sînt cuprinse, pentru nisipuri, argiloase între 10 şi 17%, iar pentru argile nisipoase între 17 şi 23%. Umidităţile reale ale sterilelor din iazurile Deva şi Gura Barza depăşesc umidităţile optime de compactare menţionate, după cum rezultă din tabela 2.

Tabela 2

Nr. crt.	Foraj nr.	Umiditatea determinată, %
	Iazul Deva	
1	1	3,3—35,4
2	2	4,1—46,0
3	3	6,4—38,0
4	4	6,9—31,4
5	5	10,4—36,6
6	6	21,6—38,8
	Iazul Gura Barza	
7	1	6,5—27,5
8	2	4,8—29,7
9	3	4,3—25,7
10	4	6,3—25,7
11	5	5,1—30,5
12	6	14,8—37,4
13	7	16,4—34,4

Creşterea umidităţii duce la creşterea plasticităţii, care la rîndul ei duce la o scădere aproape uniformă a valorii unghiului de frecare interioară φ.

★

Prezenţa apelor, precum şi circulaţia lor prin masa sedimentului realizat subacvatic, contravin ipotezelor de pînă acum cînd se considera că acest sediment ar fi compact, impermeabil şi stabil. În ceea ce priveşte caracteristicile geotehnice ale sedimentului, din analizele efectuate asupra probelor recoltate rezultă două zone :

— o zonă se află la partea superioară a iazurilor şi este caracterizată printr-o porozitate mai pronunţată, o capacitate de îndesare mai mare şi o umiditate mai scăzută, ceea ce face ca materialul să se preteze mai puţin la fenomene plastice ;

— cealaltă zonă se află la baza iazului şi are o porozitate mai scăzută, dar care totuşi permite circulaţia apelor şi o capacitate de îndesare corespunzătoare. Din punctul de vedere al umidităţii, această zonă se caracterizează ca saturată, fapt ce determină o plasticitate avansată a materialului, care este plastic, moale şi curgător. Coeziunea şi unghiurile de frecare internă variază în limite foarte largi, fiind strîns legate de umiditatea sterilului.

Variaţii asemănătoare se mai desfăşoară şi de la periferie spre centrul iazului. Astfel, se poate distinge în final o centură periferică mai stabilă, care închide în interior o masă plastic curgătoare ce exercită presiuni în toate direcţiile. Trecerea de la o zonă la alta se face treptat, dar uneori se întrepătrund în aşa fel încît în masa centurii periferice se găsesc intercalaţii de mîluri curgătoare care îi slăbesc foarte mult rezistenţa.

Hidrogeologia iazurilor

Iazurile de decantare reprezintă construcţii hidrotehnice unice, pentru care problema permeabilităţii, respectiv a filtrării, capătă o importanţă primordială, deoarece posibilitatea ca taluzurile să-şi piardă stabilitatea se datoreşte influenţei curenţilor de infiltraţie ce iau naştere. În baza rezultatelor analizelor efectuate şi a observaţiilor de pe teren, se poate afirma că apa se infiltrează în corpul iazurilor formînd un curent principal la baza lor unde patul este impermeabil şi curenţii superficiali în partea lor superioară. Curentul principal ia naştere datorită infiltraţiilor de la suprafaţă, în special din perna de apă ce formează ecranul hidraulic, şi are o grosime variabilă, în funcţie de volumul infiltraţiilor.

Curenţii superficiali de infiltraţie nu prezintă o continuitate, deci nu străbat întregul corp al

iazului. Ei își au originea tot în infiltrațiile de la suprafață, fie din ecranul hidraulic, fie datorită precipitațiilor care cad pe plaja de aluvionare.

Unele din aceste infiltrații alimentează curentul principal de la baza iazului, iar altele, datorită neomogenității sedimentului privind caracteristicile geotehnice (porozitate, grad de îndesare etc.), se fasciculează schimbîndu-și în același timp și direcția.

În drumul lor acești curenți pot ajunge la curentul principal, dar pot totodată să pătrundă și pînă la suprafața taluzurilor, producînd spălarea lor, acțiune la care se pot asocia și apele provenite din precipitațiile atmosferice.

Coeficienții de permeabilitate determinați la cele două iazuri demonstrează neomogenitatea sedimentului, deci posibilitatea formării curenților superficiali de filtrare. Limitele între care variază coeficienții respectivi sînt redate în tabela 3.

Tabela 3

Nr. crt.	Foraj nr.	Coeficientul de permeabilitate k, cm/s
	Iazul Deva	
1	1	0,0026—0,00036
2	2	0,0034—0,00070
3	3	0,0077—0,00058
4	4	0,0091—0,00010
5	5	0,0013—0,000069
6	6	0,0040—0,000039
	Iazul Gura Barza	
7	1	0,0060—0,0013
8	2	0,0042—0,0004
9	3	0,0080—0,0009
10	4	0,0060—0 0005
11	5	0,0080—0,0006
12	6	0,0070—0,00092
13	7	0,0053—0,00042

Alcătuirea sistemului apă-pămînt

Apa despre care s-a vorbit pînă acum constituie apa liberă sau gravitațională. Pe lîngă aceasta, ținînd seama de granulometria sedimentelor, mai ales în centrul iazurilor (nisipuri fine, prăfoase-argiloase sau argile nisipoase-prăfoase), și pentru a realiza un grad avansat de compactare, este necesar să se îndepărteze și apa legată sau adsorbită.

Sînt cunoscute forțele de atracție moleculară ce iau naștere la suprafața de separație a corpurilor, care dezvoltă la suprafața particulelor tensiuni superficiale, datorită cărora granulele solide se acoperă cu un film (strat subțire) de apă. Fenomenul, în totalitatea sa, poartă numele de a d s o r b ț i e. Datorită acestui fenomen, la particulele fine nu se poate vorbi de un contact intim între acestea, ci doar de un contact între peliculele de apă adsorbită. Grosimea stratului de apă adsorbită care separă particulele depinde de presiunea care se transmite asupra întregului sistem. O comprimare a pămîntului are ca urmare o micșorare a grosimii stratului de apă adsorbită, eliminîndu-se în primul rînd apa slab legată și, pe măsură ce sarcina crește, o parte din apa strîns legată, particula rămînînd înconjurată doar de apa solidificată.

Stabilitatea taluzurilor

Stabilitatea taluzurilor, în condițiile geologice existente, este condiționată de adoptarea unui unghi de taluz stabil, determinat, pentru cazul maselor de nisip sub acțiunea forțelor de filtrație, de înlăturarea posibilităților de spălare sau afuire a materialului ce constituie taluzul, precum și a fenomenelor de refulare a stratelor slab consolidate de la baza iazurilor. Armonizarea acestor lucrări de amenajare va asigura exploatarea construcțiilor respective pe o perioadă îndelungată.

Forma, înclinarea și înălțimea critică a taluzurilor

Dintre formele posibile ale unui taluz, cea mai largă răspîndire întîlnită în practica lucrărilor de construcție o are taluzul de formă plană, liniar sau în trepte, ca urmare a unei stabilități mai pronunțate și a condițiilor mai ușoare de execuție a acestei forme. În ceea ce privește timpul, se încadrează în taluzuri de lungă durată.

Înclinarea taluzurilor

Metodele cele mai uzuale de calcul al unghiului de taluz stabil au ținut cont numai de unghiul de frecare interioară φ și coeziunea c ajungîndu-se la următoarele formule :

— pentru roci necoezive — $\operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg} \varphi$;

— pentru roci coezive — $\operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg} \varphi + \frac{c}{\gamma h}$.

În ambele situații se neglijează forțele de infiltrație, forțe care exercită o influență esențială asupra valorii unghiului de taluz stabil. Asupra taluzurilor, în cazul iazurilor de decantare, acționează, pe lîngă greutatea particulelor de sediment, și forțele de filtrație ale apei, iar unghiul taluzului variază și în funcție de valoarea presiunii hidrodinamice. Cu cît taluzul va fi mai abrupt, cu atît panta hidraulică a apelor ce ies pe suprafața liberă a taluzului va fi mai mare și prin urmare influența forțelor de filtrație va fi și ea mai mare.

Condiția de stabilitate, considerînd că direcția presiunilor hidrodinamice D' coincide cu direcția taluzului, este dată de relațiile de mai jos.

Forțele care produc alunecarea :

$$T = Q \sin \alpha \qquad (1)$$

$$D' = \gamma_1 \cdot n \cdot \operatorname{tg} \alpha, \qquad (2)$$

în care :

$$n = \frac{\varepsilon}{1+\varepsilon} \text{ este volumul porilor;}$$

forța care reține elementul pe suprafața taluzului :

$$T' = Nf = Q \cos \alpha \operatorname{tg} \varphi \quad (Q = \gamma_0 1) \qquad (3)$$

în care :

γ_0 este greutatea volumetrică a pămîntului, t/m³;

γ_1 — greutatea volumetrică a apei.

Pentru un taluz stabil forțele de alunecare trebuie să fie mai mici ca forțele ce asigură stabilitatea :

$$\gamma_1 n \operatorname{tg} \alpha + \gamma_0 \sin \alpha = \frac{1}{\eta}(\gamma_0 \cos \alpha \operatorname{tg} \varphi),$$

de unde îl putem determina pe η care reprezintă coeficientul de stabilitate la alunecare.

Pentru ca taluzul să fie stabil, trebuie ca

$$\eta > 1$$

respectiv :

$$\eta = \frac{\gamma_0 \cos \alpha \operatorname{tg} \varphi}{\gamma_1 \cdot n \operatorname{tg} \alpha + \gamma_0 \sin \alpha}. \qquad (5)$$

Cunoscînd forțele care acționează asupra volumului supus alunecării, se poate construi grafic rezultanta lor. Se măsoară apoi de la direcția rezultantei un unghi egal cu $90° - \varphi$ iar direcția obținută $a_1 b_1$ determină unghiul limită al taluzului α'. Unghiul obținut se verifică analitic prin formula (5), astfel încît condiția de stabilitate ($\eta > 1$) să fie respectată (fig. 1).

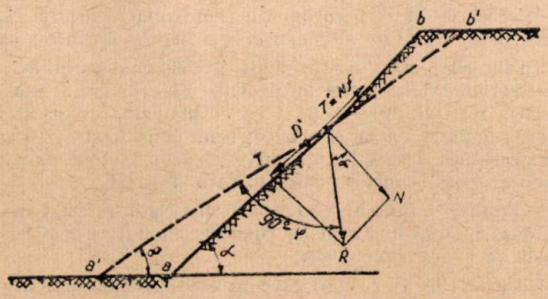


Fig. 1.

T + D — forțele care produc alunecarea ; T' = Nf — forța care reține elementul pe suprafața taluzului ; D' — coincide cu direcția taluzului.

Înălțimea critică a taluzurilor

Respectînd unghiul de taluz stabil, determinat ca mai sus, înălțimea maximă pînă la care pot fi amplificate iazurile de decantare mai este condiționată și de alți factori :

— presiunea admisibilă maximă pe care o poate prelua terenul ce constituie amplasamentul iazului și care se calculează după STAS 3503-52, terenurile fiind definite conform STAS 1243-50. Această presiune admisibilă nu trebuie să fie depășită de sarcina geologică a stratelor de deasupra ;

— sarcina maximă pe care o pot prelua stratele de la baza iazului, care fac parte integrantă din el, pentru caracteristicile fizico-mecanice determinate, astfel încît fenomenul de refulare să nu poată avea loc ;

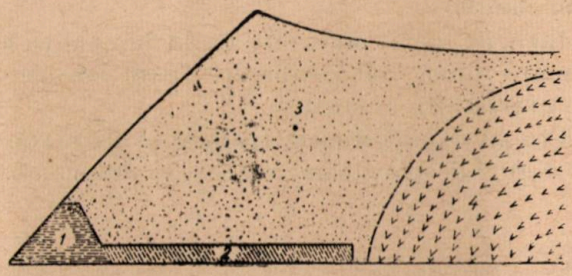


Fig. 2.

1 — dig de amorsare ; 2 — pat filtrant ; 3 — centură periferică ; 4 — masa din centrul iazului în stare plastică, curgătoare.

— asigurarea unei suprafețe suficiente de decantare, care să cuprindă plaja de aluvionare lată de 30—40 m, precum și ecranul hidraulic cu o suprafață cît mai mare, care să asigure o limpezire totală a tulburelii.

Reducerea suprafeței iazului sub cea stabilită atrage după sine reducerea suprafeței, atît a plajei de aluvionare, cît și a ecranului hidraulic și în acest caz nu se mai asigură limpezirea totală a tulburelii sosite în iaz.

Măsuri de prevenire a degradării taluzurilor și a consolidării sedimentelor

După ce stabilitatea taluzurilor s-a asigurat (prin adoptarea unor forme, înclinări și înălțimi corespunzătoare), trebuie apoi să fie protejate împotriva fenomenelor de eroziune, aceasta cu atît mai mult cu cît durata lor de exploatare va fi mai lungă.

Fenomenele de eroziune datorită apelor de șuvoiere, provenite din ploi sau topirea zăpezilor, precum și afuierile produse de curenții superficiali de infiltrație ce ajung pe suprafața liberă a taluzurilor, vor putea fi înlăturate prin realizarea unui înveliș ierbos care, prin rădăcinile sale, fixează stratul superior al taluzurilor, mărindu-i în același timp și rezistența sa la eroziune, precum și coeziunea solului respectiv prin rădăcini, rizomi etc., în funcție de desimea ierburilor.

Consolidarea sedimentelor realizate în iazuri este strîns legată de prezența apelor din masa lor, care în cel mai fericit caz întîrzie procesul de consolidare, dacă nu îl împiedică complet. Problema principală care se pune este a evacuării apelor, oricare ar fi natura lor, și aceasta se va putea face prin lucrări de drenare, care în majoritate trebuie să se dezvolte o dată cu înălțarea iazului.

Pentru a se aseca un volum cît mai mare de steril este indicat ca începînd de la digurile de amorsare, care trebuie să se realizeze din materiale filtrante, să se execute spre interiorul iazului un pat filtrant, astfel ca centura periferică să fie cît mai lată pentru a putea rezista împingerilor date de masa curgătoare din centrul iazului.

Iazurile vor fi prevăzute de la început cu minimum două compartimente care trebuie să fie exploatate alternativ.

Fiecare compartiment trebuie să fie prevăzut cu diguri despărţitoare, executate din materiale drenante (zgură, steril de mină, balast etc.), care să pătrundă în interiorul iazului atît cît este necesar şi să se execute o dată cu înălţarea lui. Aceste diguri despărţitoare vor tăia digurile de amorsare şi vor urmări taluzurile în înălţime, formînd un sistem de nervuri, care să servească la drenarea apelor ce se infiltrează în masa sedimentului, în afara iazului, precum şi ca element de stabilitate a taluzurilor.

Pentru a reduce viteza de colmatare a elementelor filtrante (diguri de amorsare, patul ce se prelungeşte în interiorul iazului, precum şi digurile despărţitoare) este recomandabil ca ele să fie construite pe principiul filtrelor inverse.

Note

Consideraţii asupra stîlpilor metalici de abataj

Ing. *GH. MĂRDĂRESCU*

În urma studiilor şi experimentărilor efectuate de ICEMIN, s-a ajuns să se stabilească că pentru minele noastre de lignit corespunde tipul de stîlp cu tocul tubular, avînd drept caracteristică principală împănarea progresivă.

Nu vom insista asupra amănuntelor constructive şi anumitor particularităţi care permit adaptarea convenabilă a elementelor stîlpului în diferite situaţii, ci vom reliefa, în cele

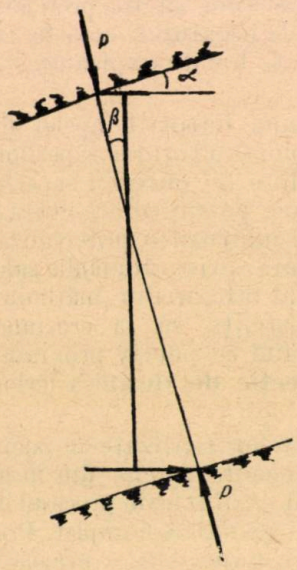


Fig. 1

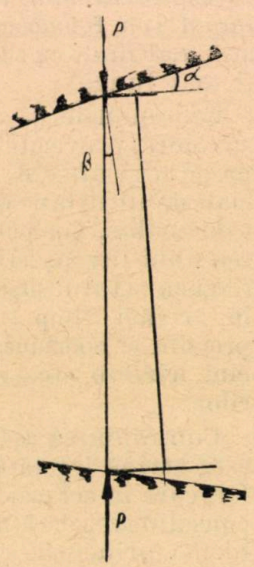


Fig. 2

ce urmează, efectul sarcinilor excentrice, efect ce rămîne valabil pentru orice tip de stîlp cu pălăria şi talpa fixe, solidarizate pe telescop, respectiv pe toc, prin sudură.

Stîlpii sînt calculaţi la sarcini axiale şi anume :

— telescopul, la compresiune ;

— tocul, la compresiune ;

— întregul stîlp extins, la flambaj, pentru secţiunea minimă.

Încercările de laborator au confirmat calculele făcute. Presele de încercare au permis verificarea la sarcini axiale.

În figurile 1 şi 2 sînt reprezentate cele două cazuri extreme, nefavorabile, ale poziţiei unui stîlp. Figurile arată, exagerat, poziţia relativă între stîlp şi rocă (incluzînd grinda şi poditura) ; unghiul maxim admisibil l-am considerat de 10 grade, iar presiunea coperişului, în toate cazurile, 20 tone, ea variind neglijabil cu înclinarea stîlpului faţă de strat.

Stîlpul reprezintă un cadru deschis rigid, rezemat în două puncte, ipoteză limită în ce priveşte modul cel mai nefavorabil de a ataca problema.

Cazul 1 (fig. 1). Stîlpul este în echilibru sub acţiunea forţelor *P*. Acestea se descompun în două componente, ca în figura 3.

Din cauza excentricităţilor componentelor *V* şi *H*, apar momente încovoietoare.

Într-o secţiune la distanţa *x* de pălărie, momentul încovoietor are expresia :

$$M_x = V \cdot a - H \cdot x. \qquad (1)$$

Valoarea componentei *H*, în funcţie de *V*, se deduce aplicînd momentele în raport cu punctul *S*.

Sistemul fiind în echilibru, suma momentelor va fi nulă :

$$M_s = V\,(a + b) - H \cdot h = 0,$$

de unde :

$$H = V\,\frac{a + b}{h}, \qquad (2)$$

în care:

a este excentricitatea la pălărie;
b — excentricitatea la talpă;
h — înălțimea stîlpului.

Înlocuind valoarea lui H din relația (2) în relația (1), se obține:

$$M_x = V \cdot a - V\frac{a+b}{h}\,x \qquad (3)$$

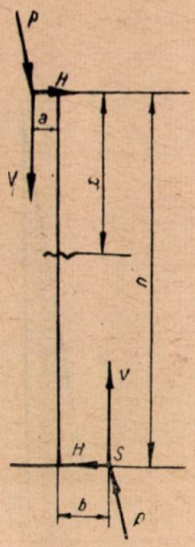


Fig. 3

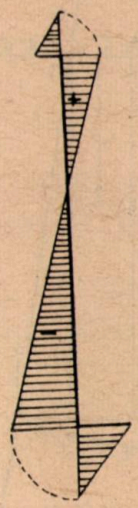


Fig. 4

Analizînd această expresie deducem:
1. Momentul este nul la distanța:

$$a - \frac{a+b}{h}\,x = 0$$

$$x = \frac{a\,h}{a+b}.$$

2. Valoarea momentului la talpă are loc pentru $x = h$.
Din relația (3):

$$M_h = V \cdot a - V \cdot (a+b)$$

$$M_h = -\,V \cdot b.$$

Momentul este negativ (și-a schimbat semnul) cînd a trecut prin punctul:

$$x = \frac{a\,h}{a+b}.$$

3. Valoarea momentului la pălărie are loc pentru $x = 0$.
Din relația (3) deducem:

$$M_a = V \cdot a$$

Grafic, diagrama momentelor este arătată în figura 4, unde talpa și pălăria sînt schițate numai în jumătățile lor solicitate.

Toate considerentele arătate mai sus își arată mai clar importanța lor în cazul cifrelor.

Astfel, stîlpul ICEMIN tubular, de 3 metri extindere, are următoarele caracteristici:

a = 50 mm, excentricitatea maximă la pălărie;
b = 125 mm, excentricitatea maximă la talpă;
h = 3 000 mm, înălțimea stîlpului extins;
P = 20 000 kg, sarcina utilă;
α = 10°, ungiul maxim între stîlp și rocă;
β = 3°20'11" (fig. 1.)

$V = P.\cos\beta = 20\,000 \cdot 0{,}9983 = 19\,970 \approx 20\,000$ kg;
$H = P.\sin\beta = 20\,000 \cdot 0{,}0582 \approx 1\,160$ kg.

Cu aceste date valoarea momentelor încovoietoare devine:

la pălărie:

$$M_0 = V \cdot a = 20\,000 \cdot 5 = 100\,000 \text{ kgcm};$$

la talpă:

$$M_h = -\,V \cdot b = -\,20\,000 \cdot 12{,}5 = -\,250\,000 \text{ kgcm}.$$

Valoarea maximă este la talpă și are valoarea absolută 250 000 kgcm.

Momentul se anulează în punctul:

$$a = \frac{a\,h}{a+b} = \frac{50 \cdot 3\,000}{50 + 125} = 857 \text{ mm},$$

deci în treimea superioară a stîlpului, în apropierea zonei de ieșire a telescopului din toc, lucru foarte important de reținut. Rezultă că sarcinile excentrice în acest caz nu afectează, în mod deosebit, telescopul.

Dacă la efectul de încovoiere se adaugă compresiunea simplă, efortul unitar efectiv, la care este supusă secțiunea stîlpului la bază, este:

$$\sigma_{ef} = \frac{V}{A} + \frac{M_h}{W},$$

în care:

V = 20 000 kg, forța verticală;
A = 19,17 cm², secțiunea țevii 127 · 5;
M_h = 250 000 kgcm, momentul încovoietor;
W = 57 cm³, modulul de rezistență al secțiunii;

$$\sigma_{ef} = \frac{20\,000}{19{,}17} + \frac{250\,000}{57} = 1\,043 + 4\,385 \approx 5\,400 \text{ kg/cm}^2$$

Aceasta este o valoare excesiv de mare, în ipoteza rigidității complete a stîlpului și reazemelor. Ea este însă concludentă căci arată influența dăunătoare a sarcinilor excentrice. În realitate talpa cedează cea dintîi, deformîndu-se și reducînd excentricitatea. În orice caz, practic, s-a constatat că portanța stîlpului scade vertiginos.

Cazul 2 (fig. 5). Cu aceleași considerații, arătate în cazul precedent, diagrama ia forma din figura 5.

Fig. 5

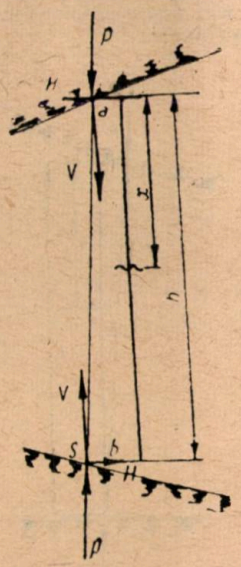


Fig. 6

Momentul nu se mai anulează de-a lungul stîlpului, iar valoarea, într-o secțiune x, este (fig. 6):

$$M_x = V \cdot a + H \cdot x. \qquad (4)$$

Momentele, în raport cu punctul S:

$$M_s = H \cdot h - V\,(b - a) = 0,$$

de unde:

$$H = V \cdot \frac{b-a}{h}.$$

Înlocuind această valoare în expresia (4), se obţine:

$$M_x = V \cdot a + V \cdot \frac{b-a}{h} \cdot x. \qquad (5)$$

Momentul este nul pentru:

$$x = \frac{a\,h}{a-b}; \quad x < 0 \text{ (deoarece } b > a).$$

Rezultă, după cum se vede şi din diagramă, că momentul se anulează în afara lungimii stîlpului.

— Momentul la pălărie (pentru $x = 0$) are valoarea:

$$M_0 = V \cdot a.$$

Momentul la talpă (pentru $x = h$) are valoarea:

$$M_h = V \cdot b.$$

Numeric, cu aceleaşi date ca în exemplul precedent, se obţine:

$V = 20\,000 \cdot \cos 1°26' = 20\,000 \cdot 0{,}9997 \approx 20\,000$ kg.
$H = 20\,000 \cdot \sin 1°26' = 20\,000 \cdot 0{,}025 = 500$ kg.
$M_0 = 20\,000 \cdot 5 = 100\,000$ kgcm.
$M_h = 20\,000 \cdot 12{,}5 = 250\,000$ kgcm.

Ca şi în cazul precedent, momentul maxim este la baza stîlpului:

$$\sigma_{ef} = \frac{V}{A} + \frac{M_h}{W} = \frac{20\,000}{19{,}7} + \frac{250\,000}{57} = 1\,043 + 4\,385 \approx 5\,400 \text{ kg/cm}^2.$$

Ca şi mai înainte, valorile rezultate sînt consecinţa rigidităţii stîlpului.

Pălăria, din oţel turnat şi sudată pe telescop printr-o sudură continuă, nu cedează, în schimb talpa, din tablă OL 38, se deformează cea dintîi, reduce excentricitatea şi schimbă valorile deduse mai sus, menţinîndu-le, însă, în intervalul unei solicitări periculoase.

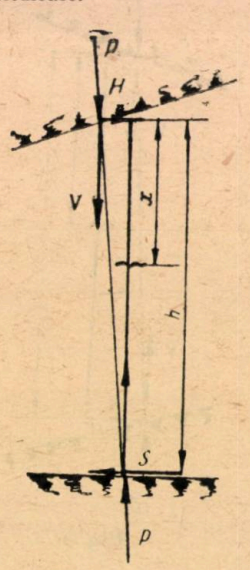


Fig. 7

Fig. 8

· *Cazul 3* (fig. 7). În ipoteza cînd excentricitatea apare numai la pălărie, solicitarea stîlpului se prezintă ca în figura 7.

Momentul încovoietor, în secţiunea x, este:

$$M_x = V \cdot a - H \cdot x. \qquad (6)$$

Momentele în punctul S:

$$M_s = V \cdot a - H_h = 0$$

$$H = V\frac{a}{h}$$

Înlocuim valoarea lui H în (6):

$$M_x = V \cdot a - V\,\frac{a}{h}\,x$$

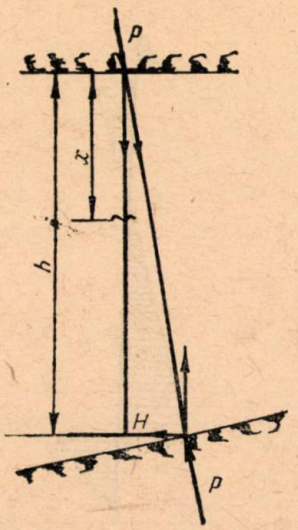


Fig. 9

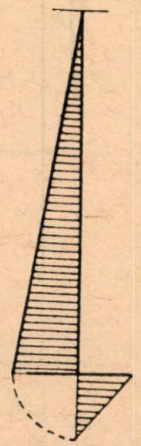


Fig. 10

— Momentul se anulează pentru:

$$x = h \text{ (la talpă).}$$

— Valoarea momentului la pălărie:

$$M_0 = V \cdot a$$

În figura 8 este reprezentată schema momentelor.

Numeric:

$V = 20\,000 \cdot \cos 1° \approx 20\,000$ kg.
$H = 20\,000 \cdot \sin 1° \approx 350$ kg.
$M_0 = V \cdot a = 20\,000 \cdot 5 = 100\,000$ kgcm.

$$\sigma_{ef} = \frac{V}{A} + \frac{M_0}{W_t} = \frac{20\,000}{19{,}17} + \frac{100\,000}{50} = 1\,043 + 1\,610 = 3\,040 \text{ kg/cm}^2,$$

în care $W_t = 50$ cm³, modulul de rezistenţă al secţiunii telescopului sub pălărie.

Se observă, din diagramă, că secţiunea la talpă rămîne sub acţiunea compresiunii simple şi, în schimb, telescopul este supus, în dreptul pălăriei, la eforturi unitare maxime.

Cazul 4 (fig. 9). Cînd sarcina este concentrată la pălărie şi excentrică la bază, solicitarea se prezintă ca în figura 9.

Momentul în secţiunea x este $M_x = H\,x$.

— Valoarea momentului la pălărie (pentru $x = 0$):

$$M_0 = 0$$

— Valoarea momentului la talpă (pentru $x = h$):

$$M_h = H \cdot h$$

Valoric:

$V = 20\,000$ kg; $H \approx 830$ kg ($\beta = 2°23'$)
$M_h = 830 \cdot 300 = 249\,000$ kgcm $\approx 250\,000$ kgcm.

Grafic, diagrama momentelor încovoietoare se prezintă ca în figura 10.

Valori numerice :

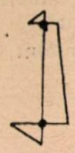
$$\sigma_{ef} = \frac{V}{A} + \frac{M_h}{W}$$

$$\sigma_{ef} = \frac{20\,000}{19{,}17} + \frac{249\,000}{57} = 1\,043 + 4\,368 =$$

$$= 5\,410 \approx 5\,400 \text{ kg/cm}^2.$$

Toate consideraţiile de mai sus sînt regrupate în tabela 1 (pentru stîlpul tubular).

Tabela 1

Schema	$M_{max.}$ kgcm	σef. kg/cm²	Observaţii
	250 000	5 400	la talpă
	250 000	5 400	la talpă
	100 000	3 040	la pălărie
	250 000	5 400	la talpă

Concluzii

Construcţia rigidă a stîlpului trebuie radical eliminată. Pălăria şi talpa trebuie astfel construite încît să permită adaptarea la sarcini axiale. Nu este suficientă adaptarea numai la unul din aceste două elemente.

Vatra, care în general reclamă o suprafaţă mare de sprijin la lignit, necesită pentru talpă o construcţie specială.

Înălţimea stîlpului nu influenţează efortul unitar.

Singurul element variabil este flambajul.

Institutul de cercetări miniere ca şi A.P.A.L. (întreprinderea constructoare) au preconizat o pălărie mobilă, de tipul arătat în figura 11.

Ea permite o adaptare a sarcinii în axa stîlpului.

Pentru talpă problema este mai dificilă. Unele firme au construit tălpi detaşabile, cu suprafaţă mare de sprijin pe vatră, în care stîlpul se reazemă cu articulaţie de tip rotulă.

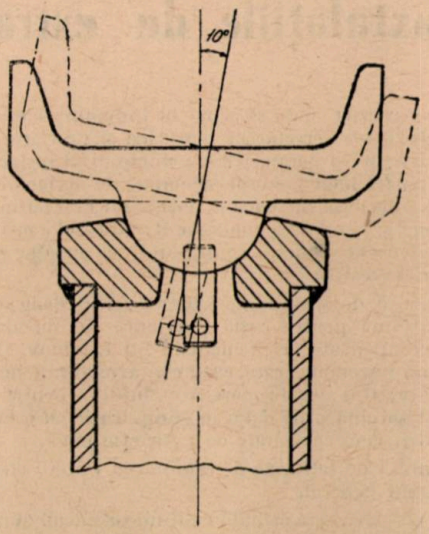


Fig. 11

În strate cu culcuş tare, o talpă cu diametrul redus şi bombată, cu convexitatea spre vatră, permite o readaptare a stîlpului.

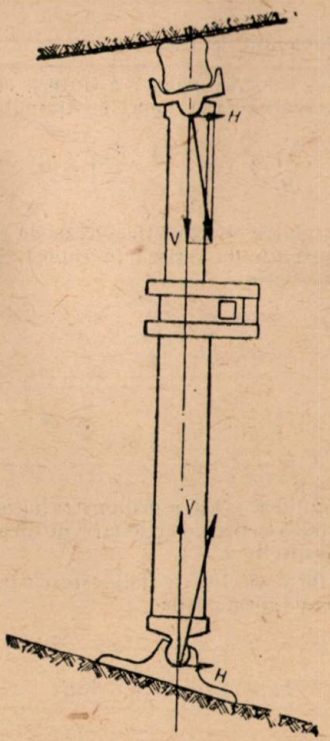


Fig. 12

În figura 12 este reprezentat un stîlp cu pălărie mobilă şi talpă articulată.

Sarcinile au punctul de aplicaţie în axa stîlpului, atunci cînd stîlpul se găseşte în cazurile defavorabile descrise mai sus

Determinarea puterii efective minime la instalațiile de extracție minieră

Ing. S. KRÜGER

Teoria extracției caută să pună la îndemîna industriei miniere concluzii ale cercetărilor teoretice și practice, pentru o alegere și folosire a parametrilor principali ai instalațiilor de extracție, astfel încît motorul principal de acționare a instalației de extracție să fie solicitat termic cît mai puțin. Aceasta duce indirect și la mărirea randamentului total a instalației de extracție, deci la scăderea consumului de energie și a cheltuielilor de investiții.

În literatura de specialitate există lucrări dedicate puterii efective minime pentru cazul particular al instalațiilor de extracție compensate [1]. Concluzia lui Davîdov, B. L. este o tahogramă parabolică care, ca și cea armonică (sinusoidală), are ca dezavantaj durata mare a ciclului — pentru o viteză de regim și sarcină utilă dată, în comparație cu o tahogramă trapezoidată, deci capacitate de extracție mică.

Scopul notei de față este determinarea puterii efective minime în cazul general.

Puterea efectivă este definită ca fiind produsul dintre viteza de regim (maximă) V și forța efectivă F_e.

$$P_e = \frac{V \cdot F_e}{\eta_t}, \text{ kgfm/s}, \tag{1}$$

în care:

η_t este randamentul de transmisie.

Pentru a găsi valoarea minimă a puterii efective se anulează prima derivată a ei în raport cu timpul:

$$\frac{d}{dt}(P_e) = \frac{d}{dt}\left(\frac{V \cdot F_e}{\eta_t}\right) = 0. \tag{2}$$

Pentru o instalație de extracție viteza de regim și randamentul de transmisie nu variază în raport cu timpul, prin urmare se poate scrie:

$$\frac{V}{\eta_t}\frac{d}{dt}(F_e) = 0, \tag{3}$$

sau

$$\frac{dF_e}{dt} = 0. \tag{4}$$

Pentru a simplifica și ușura demonstrația, se consideră că răcirea motorului electric de acționare nu depinde de viteza sa de rotație, respectiv $\alpha = 1$.

Ca urmare, forța efectivă se definește ca funcție de timp, sub forma generală, prin relația:

$$F_e = \sqrt{\frac{\int_0^t F^2\,dt}{t + \beta\theta}}, \text{ kgf}, \tag{5}$$

în care:

- α este coeficientul care ține seamă de răcirea mai redusă a motorului electric în fazele de accelerație și încetinire;
- β — coeficientul care ține seamă de răcirea mai redusă a motorului în decursul deservirii la rampe (pauză);
- F — forța curentă la periferia organului de înfășurare a cablului, kgf;
- θ — durata de servire la rampe din cadrul unui ciclu de extracție (durata pauzei), s;
- t — durata unei curse (variabilă independentă), s.

Pentru ca puterea efectivă să aibă un minimum este suficient ca expresia de sub radical din relația (5) să aibă un minim, respectiv:

$$\frac{d}{dt}\left[\frac{\int_0^t F^2\,dt}{t + \beta\theta}\right] = 0. \tag{6}$$

Prin efectuarea derivatei (6) și prin explicitarea forței curente se ajunge la:

$$F = C = \text{constant}. \tag{7}$$

Prin urmare, condiția teoretică de a obține puterea efectivă minimă este ca forța curentă la periferia organului de antrenare să fie constantă și egală cu forța statică kU.

Academicianul M. M. Fedorov a studiat dinamica și cinematica instalațiilor de extracție pentru F egal constant [2], dar n-a arătat că este condiția pentru care se obține puterea efectivă minimă. Se știe că a ajuns la mișcarea armonică, dar din cauza unor dezavantaje (cablu de supraechilibrare greu, durata mare a ciclului de mișcare) nu s-a extins.

Dacă în relația (5) se înlocuiește $F = kU = \text{constant}$, se obține:

$$F_e = kU\sqrt{\frac{T}{T + \beta\theta}}, \text{ kgf}, \tag{8}$$

în care s-a înlocuit $t = T$;

$k = 1 + k'$, k' — coeficientul care ține seamă de diversele rezistențe pe puț (frecare de ghidaj, rezistența aerajului, rigiditatea cablului de extracție etc.);

U — sarcina utilă a vasului de extracție, kgf.

Dacă se ține seamă de faptul că răcirea mașinii depinde de viteza de rotație a motorului de acționare, atunci:

$$F_e = kU\sqrt{\frac{T}{T_e + \beta\theta}}, \text{ kgf}, \tag{9}$$

unde:

T_e este durata de mișcare corectată.

Dacă se înlocuiește forța efectivă dată de relația (9) în expresia (1), se obține expresia puterii efective minime:

$$P_{e\,min} = \frac{kU \cdot V}{102\,\eta_t}\sqrt{\frac{T}{T_e + \beta\theta}}, \text{ kW}. \tag{10}$$

În relația (10) raportul de sub radical este durata relativă de conectare corectată D_c.

Din expresia (10) se poate vedea că puterea efectivă minimă este direct proporțională cu k, cu sarcina utilă U a vasului de extracție, cu viteza de regim (maximă) V, invers proporțională cu randamentul de transmisie și direct proporțională cu rădăcina pătrată din durata relativă de conectare corectată.

Puterea efectivă minimă pentru o viteză de regim dată poate fi obținută atunci cînd forța curentă la periferia organului de antrenare este aproximativ constantă ($F \approx$ constant), sau cu alte cuvinte forța curentă oscilează în jurul valorii kU.

Această interpretare practică are o importanță mare deoarece nu este nevoie de a folosi o tahogramă sinusoidală, ci una trapezoidală, obișnuită. În acest caz expresia puterii efective minime rămîne valabilă (eroare de maximum un procent). Bineînțeles instalația de extracție trebuie să fie supraechilibrată, iar puterea efectivă minimă să corespundă pentru o anumită valoare a diferenței, pe metru, Δ, dintre cablul de supraechilibrare și cablul de extracție.

Pentru o tahogramă trapezoidală şi un $\Delta > 0$, diagrama forţelor curente la periferia organului de antrenare este ca în figura 1.

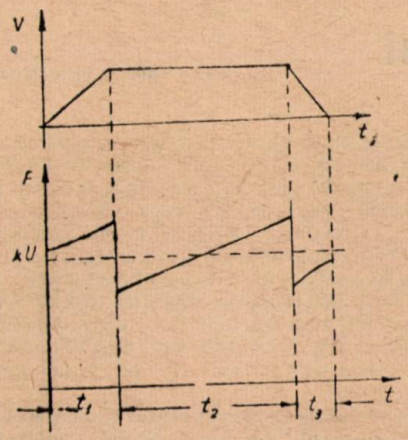


Fig. 1

Valoarea lui Δ_0, pentru care se obţine puterea efectivă minimă, se obţine prin încercări; dînd diferite valori pozitive lui Δ se calculează puterile efective corespunzătoare. Dacă se reprezintă puterea efectivă în funcţie de Δ, atunci se obţine o curbă care are alura ca în figura 2.

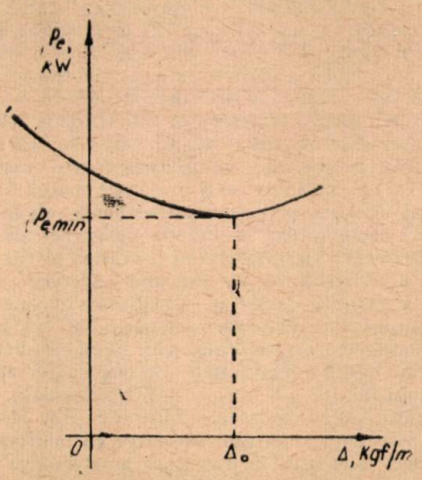


Fig. 2

Se precizează că randamentul total al instalaţiei de extracţie se măreşte cu 1—2% dacă instalaţia funcţionează la putere efectivă minimă, iar capacitatea de extracţie se poate mări cu 10—20% faţă de cea neechilibrată.

Această concluzie este importantă, deoarece majoritatea instalaţiilor de extracţie au o rezervă de putere, care poate fi folosită la mărirea capacităţii de extracţie (mărirea sarcinii utile U sau a vitezei de regim), folosind cabluri de supraechilibrare Δ_0.

În practică, la multe exploatări miniere, se deservesc în cadrul aceluiaşi schimb diferite orizonturi; în asemenea cazuri nu pot fi utilizate cabluri de echilibru. Instalaţiile de extracţie cu un singur vas şi cu contragreutate, permiţînd folosirea cablurilor de supraechilibrare, nu au acest inconvenient.

Concluzii

Pe baza relaţiei (10) se va putea folosi mai raţional puterea motoarelor de extracţie, ceea ce va duce la mărirea randamentului total şi la micşorarea cheltuielilor de investiţii, folosind cabluri de supraechilibrare. Din figura 2 se poate vedea că dacă $\Delta > \Delta_0$, atunci puterea efectivă creşte din nou. Deci instalaţiile de extracţie trebuie să aibă un cablu de supraechilibrare astfel, încît $\Delta \leqslant \Delta_0$.

Aplicaţie

O instalaţie de extracţie existentă în Valea Jiului, acţionată după sistemul generator-motor, va trebui să extragă producţia, într-un viitor apropiat, de la adîncimea $H = 890$ m.

Instalaţia actuală este compensată (static echilibrată) cu:

— un cablu de extracţie de 18,5 kgf/m;

— acceleraţia în prima fază de mişcare $a_1 = 0{,}75$ m/s²;

— încetinirea $a_3 = 1$ m/s²;

— durata pauzei $\theta = 45$ s;

— viteza de regim $V_N = 16$ m/s;

— motorul de acţionare cu puterea nominală $P_N = 1\,545$ kW şi răcire independentă, respectiv $\alpha = \beta = 1$;

— suma meselor reduse la periferia organului de antrenare, pentru o sarcină utilă $U = 8$ tf, este $\Sigma m = 10\,560$ kgfs²/m;

— coeficientul echivalent pe puţ $k = 1{,}2$.

Dacă instalaţia de extracţie este compensată rezultă din calcule o sarcină utilă maximă ce poate fi extrasă, $U = 9\,120$ kgf, pentru care corespunde o putere efectivă egală cu cea nominală a motorului. Dacă aceeaşi instalaţie, funcţionînd cu aceeaşi cinematică, este prevăzută cu un cablu de supraechilibrare $q = 22{,}5$ kgf/m respectiv $\Delta_0 = 7$ kgf/m, atunci sarcina utilă maximă ce se poate extrage este $U_0 = 10\,400$ kgf, pentru care corespunde egalitatea puterii efective minime cu cea nominală a motorului (1 545 kW).

Vasul de extracţie existent are patru etaje a cîte două vagonete pe etaj. Dacă i se mai adaugă un etaj, atunci se poate extrage pe o cursă 10 tone cărbune. Capacitatea de extracţie se măreşte cu:

$$\frac{U_0\,T}{U\,T_0} - 1 = \frac{10\,000}{8\,000} \cdot \frac{119{,}25}{130{,}25} - 1 = 1{,}143 - 1 = 0{,}143 = 14{,}3\%$$

în care T şi T_0 sînt duratele ciclurilor corespunzătoare sarcinilor utile U şi U_0, respectiv:

$$T_0 = T_a + \theta_0 = 74{,}25 + 56 = 130{,}25 \text{ s}$$

şi

$$T = T_a + \theta = 74{,}25 + 45 = 119{,}25 \text{ s}.$$

În relaţiile de mai sus T_a reprezintă durata de mişcare; s-a considerat folosirea unei tahograme trapezoidale.

BIBLIOGRAFIE

[1] Davîdov, B. L. *Perspektivi i zadaci teorii rudnicinovo podioma*. Gornîi Jurnal, nr. 10, 1950.

[2] Kiselev, V. I. *Mecanica minieră*. Editura tehnică, Bucureşti, 1955.

O nouă cale de valorificare a magnezitei — Fabricarea xilolitului

Ing. *N. FLORESCU*

În preocuparea de a furniza date unui început de producție, în nota de față se vor prezenta rezultatele unor încercări preliminare, care au avut ca scop aprecierea comportării magnezitei preparate din serpentină alterată, stabilirea unei rețete bazate pe primele rezultate experimentale și anticiparea principială asupra procesului de producție, la scara cea mai redusă, mai cu seamă în ceea ce privește simplicitatea utilajului.

Magnezita obținută din dolomită nu a fost luată în considerație socotind că, atît rezultatele tehnice, cît și cele economice sînt nesatisfăcătoare.

În țara noastră s-au produs noi materiale din aglomerate fibrolemnoase care sînt utilizate cu succes pe scară mare. Rezistența mare la uzură a xilolitului, pe lîngă alte particularități, îl recomandă ca un material deosebit de indicat pentru pardoseli (înlocuitor de parchet). Posibilitatea de a fi turnat într-un strat monolit îi conferă marele avantaj de a constitui o pardoseală fără rosturi, putînd fi întreținută cu ușurință într-o stare de perfectă curățenie.

La noi în țară, unde pînă în prezent xilolitul nu putea fi socotit ca un material utilizabil din punct de vedere economic (magnezita fiind un material de import, iar lemnul abundent), în cazuri în care pardoseala era supusă unei uzuri intense și operații de curățire foarte frecvente, s-au executat cîteva pardoseli din xilolit, în unele săli de spitale, școli, laboratoare.

Tot datorită calităților lui, a căror stabilitate în timp a fost confirmată, xilolitul nu a avut de suferit de pe urma apariției maselor plastice. În țări puternic dezvoltate din punct de vedere industrial, au luat ființă și în anii de după 1940 întreprinderi pentru prefabricate sau producerea de materiale necesare obținerii xilolitului.

Sursa de magnezită de care am vorbit este un zăcămînt de serpentină alterată care se află la Tișovița, pe malul Dunării. În această zonă s-au executat, de către T.P.E.M., lucrări de prospectare metodice cu scopul de a determina mărimea zăcămîntului.

Compoziția mineralogică a acestei serpentine alterate, pe care am putea-o numi magnezitică, este în medie :

— serpentină nealterată, 70 % ;

— magnezit și hidromagnezit, 14 % (provenind de la alterarea serpentinei) ;

— restul format dintr-un amestec de olivină, limonit, magnetit, silice etc.

Printr-o metodă simplă, care pare a fi și economică, s-a obținut de către I.P.C.M.C. un concentrat în magnezită cu un conținut de 42 % MgO și 7,6 % SiO_2 avînd pierderi la calcinare 74,2 % din greutate.

Acest material, calcinat la peste 700°C, a servit la experiențele pe care le relatăm și prezintă următoarea compoziție chimică (media mai multor probe) : MgO — 80 % ; SiO_2 — 14,6 % ; Fe_2O_3 — 3,7 % ; Al_2O_3 — 0,8 % ; Cr_2O_3 — 0,2 % ; CaO — 0,1 %.

Pentru obținerea primelor plăci s-a aplicat o rețetă, indicată în literatura de specialitate ca optimă, în care raportul între magnezita calcinată și rumeguș era de 64 : 56 (în greutate).

Regimul de presare a fost de circa 40 kg/cm², cu mult inferior celui indicat de literatură, care se ridică la 150—250 și chiar 450 kg/cm².

Regimul redus de presare a fost impus de lipsa unui utilaj corespunzător ; el este justificat însă de următoarele considerente :

a — pardoselile monolite, obținute prin turnare și o ușoară tasare cu maiul, prezintă toate calitățile unei pardoseli foarte rezistente ;

b — greutatea specifică a materialului obținut prin presare este proporțională cu presiunea utilizată ;

c — utilizarea presiunilor înalte necesită matrițe masive și prese puternice (investiții mari).

Plăcile astfel preparate au fost încercate paralel cu plăcile obținute în aceleași condiții cu o magnezită din import, sub numele de magnezită granulată caustică, cu următoarea compoziție chimică : MgO 85,09 % SiO_2 2,80 % ; Al_2O_3 0,79 % ; Fe_2O_3 0,25 % ; CaO 0,85 % ; pierderi la calcinare 9,36 %.

Din compoziția chimică rezultă că materialul a fost calcinat înainte de a fi expediat, dar el s-a carbonatat parțial în cursul stocării, pînă la determinarea analitică, așa că a fost recalcinat către 700°C apoi măcinat la o finețe suficientă pentru ca peste 75 % să treacă printr-o sită de 4 500 ochiuri pe cm². Greutatea volumetrică a materialului astfel preparat era de 1,42.

Toate determinările făcute au arătat că plăcile obținute din concentratul magnezitic I.P.C.M.C. au dat rezultate superioare plăcilor obținute din magnezita de import.

În timpul amestecării componenților solizi (magnezită și rumeguș), în cazul magnezitei I.P.C.M.C., amestecul prezenta o tendință de omogenizare perfectă, pe cînd în cazul magnezitei de import, aceasta tindea să se separe, stratificîndu-se spre baza recipientului în care se făcea amestecul.

Considerînd primele rezultate cît și comportarea materialelor în timpul operațiilor ca satisfăcătoare, s-a căutat să se modifice rețeta inițială, micșorînd cantitatea de liant. Astfel s-a ajuns la raportul 64 părți în greutate de concentrat calcinat pentru 128 părți rumeguș. Nu s-a constatat o micșorare apreciabilă a caracteristicilor de rezistență.

S-a observat o creștere a absorbției de apă de la 14 la 20 %, în schimb greutatea volumetrică a coborît de la 1,48 la 1,35.

Rezultatele determinărilor nu au variat în cazul utilizării concentratelor cu greutate volumetrică foarte diferită.

Asupra plăcilor obținute cu o proporție sporită de rumeguș (două părți rumeguș pentru o parte liant), s-a procedat la determinări comparative cu plăcile de pardoseală minerală (piatră cu ciment). Rezultatele au arătat că plăcile de xilolit prezentau o rezistență la șoc mecanic superioară, înălțimea de cădere a greutății de 500 g — înălțimea maximă utilizată în cazul pardoselilor minerale — depășind 40 cm. Rezistența la uzura mecanică, determinată prin pierderea dimensională (din grosime), arată a fi cu puțin inferioară pardoselilor minerale (1,9 mm față de 1,8 mm — limita inferioară). Dacă am lua în considerație rezultatele obținute prin pierderea în greutate, rezistența xilolitului ar părea cu mult superioară ; datorită însă diferenței de densitate a celor două materiale comparate, metoda nu poate fi concludentă.

Așa cum s-a arătat la început, nota de față se referă la lucrări preliminare, care pot furniza primele date orientative, referitoare la folosirea serpentinelor alterate de la Tișovița pentru obținerea xilolitului, serpentină care este prelucrată cu scopul de a obține un concentrat în magnezită.

S-a constatat că acest concentrat calcinat, care conține sub 80 % MgO, a dat rezultate net superioare unei magnezite cu un conținut de 90 % MgO. Explicația acestei comportări s-ar putea găsi într-un studiu mai amănunțit al structurii materialelor rezultate.

S-ar putea face încercări paralele cu concentrat și cu o magnezită obținută prin precipitare, dintr-o soluție a unei sări de magneziu solubile, avînd astfel un etalon în stare de divizare și puritate maximă.

Examenul microscopic ar putea aduce explicații asupra structurii materialelor obținute.

În vederea stabilirii condițiilor de obținere a unor procese ce au în componența lor liant magnezian, asociat cu armături sau inserții — materiale noi și diferite de xilolit — lucrările de laborator cu caracter practic trebuie continuate.

Datorită noilor procedee de finisaj se poate ajunge la efecte decorative foarte variate și la stabilitatea totală a xilolitului față de apă.

În experiențele preliminare nu s-a abordat decît problema plăcilor presate (prefabricate), deoarece s-a considerat că sub

ceastă formă xilolitul va găsi o aplicaţie imediată şi pe scară mare.

Modificările aduse reţetelor recomandate, cît şi regimului de presare, au pornit din preocuparea de a stabili un proces de fabricaţie în care să se economisească la maximum liantul magnezian şi să se poată folosi un utilaj mai uşor şi mai puţin costisitor, în vederea înfiinţării unui atelier a cărui producţie să servească de la început la stabilirea tehnicii de aplicare pe şantier.

Fazele procesului ar fi următoarele:

1) magnezita este calcinată în cantităţi ce pot fi consumate în decurs de 15 zile;

2) rumeguşul, după trecerea printr-o sită cu ochiuri de 2,5 mm, se usucă pînă la o umiditate remanentă de maximum 15%;

3) se prepară o soluţie de clorură de magneziu la densitate de 20°;

4) într-un malaxor potrivit se amestecă constituenţii solizi (magnezita calcinată, rumeguşul şi colorantul), apoi se adaugă, continuînd amestecarea, soluţia de clorură de magneziu. Cantitatea de amestec, constituind o şarjă, nu trebuie să depăşească cantitatea necesară încărcării în forme, timp de 45 minute;

5) masa omogenizată se încarcă în forme şi se presează la circa 50 kg/cm²;

6) sub această presiune formele sînt ţinute într-o cameră încălzită la circa 50°C timp de 6 ore, timp în care are loc priza;

7) aglomeratele sînt scoase din forme şi menţinute ferit de umezeală la o temperatură de peste 20°C, timp de 24 ore;

8) după această perioadă, aglomeratele sînt imersate în bazin cu apă curată, timp de 3—4 ore, cu scopul de a înlătura excesul de clorură de magneziu;

9) aglomeratele zvîntate se stivuiesc pentru o stocare timp de 10—15 zile, perioadă de maturizare;

10) după stadiul de maturizare, fabricatele care necesită un tratament de finisaj sau prelucrare deosebită vor fi supuse operaţiilor respective.

Xilolitul este un material care se formează prin presare deci se bucură de marile avantaje ale materialelor care nu mai au nevoie de lucrări de uzinare ulterioare.

Din consumurile observate în lucrările preliminare, la metru pătrat pentru plăci de 1 cm grosime, se va utiliza: circa 10 kg concentrat magnezitic (necalcinat); 4 kg acid clorhidric tehnic 32%; 6 kg rumeguş de răşinoase.

Socotind concentratul la un preţ foarte remunerator pentru operaţia de concentrare, adică la 1 000 lei pe tonă, costul materialelor necesare pentru 1 m² de plăci de xilolit va fi de 10 + 3,04 + 0,42 = 13,46 lei/m² (3,04 lei acidul clorhidric şi 0,42 lei rumeguşul).

Datorită situaţiei geografice a zăcămîntului, uşurinţei de exploatare şi procedeului simplu de concentrare a magnezitei din serpentine alterate, preţul de cost al concentratului de magnezită poate fi micşorat, permiţînd xilolitului să-şi mărească în mod considerabil domeniul de aplicaţii.

Din experienţa întreprinderilor

Consolidarea unui puţ de extracţie de la E.M. Rodna Veche

Ing. *I. VEREŞ*

Puţul de extracţie considerat asigură transportul producţiei rezultate din orizonturile principale ale minei Rodna Veche, mai precis funcţionarea minei este condiţionată de acest puţ.

Adîncimea totală a puţului este de 276 m, din care de la suprafaţă pe o porţiune de 5 m este susţinut în beton armat, în continuare, pe o adîncime de 31,5 m, în bolţari de beton, iar restul de 239,5 m nu este susţinut.

Partea susţinută a puţului are un profil circular cu diametrul de 5,10 m, iar porţiunea nesusţinută un profil dreptunghiular cu dimensiuni de 4,64 × 2,30 m.

Zona susţinută a puţului s-a executat în roci slabe — material de haldă rezultat din exploatările vechi de 80—100 ani — şi grohotişuri. Susţinerea puţului s-a executat în anii 1957—1959, iar puţul a intrat în funcţiune în anul 1960, după montarea maşinii de extracţie tip Lonea.

În anul 1962, în porţiunea puţului susţinută în bolţari au apărut cîteva fisuri în lungimi de 4—6 m. Pînă la sfîrşitul anului 1963 aceste fisuri s-au transformat, printr-o dezvoltare lentă, în crăpături de 0,3—2,5 cm (fig. 1). În această perioadă fisurile au evoluat fără a produce deformări în profilul puţului. La începutul anului 1964 în zona crăpăturilor s-a constatat o ovalizare mică, cu o diferenţă de circa 5 cm în axele puţului. Prin măsurătorile topografice făcute s-a stabilit că puţul şi-a păstrat verticalitatea, totuşi evoluţia crăpăturilor a prezentat pericol de avarie, ceea ce a impus luarea unor măsuri urgente.

După apariţia fisurilor, verificînd situaţia puţului, s-a constatat că la nivelul orizonturilor Iohani şi intermediar nr. 1 există goluri nerambleiate, foarte apropiate de puţ. Aceste goluri s-au creat în urma exploatării unei apofize (abataje vechi de 30—40 ani). Pilierul între puţul de extracţie şi aceste goluri este de numai 2,5 m.

La orizontul Iohani, tangenţial cu puţul, trece o galerie veche, în care este construit şi pintenul de reazem al susţinerii, în aşa fel încît o treime din pinten nu a fost încastrată în rocă şi nu s-a zidit nici această galerie în zona pintenului de reazem.

În scopul verificării zonei fisurate s-au executat 12 găuri perforate, din care patru la baza zonei fisurate, patru în porţiunea fisurată şi patru deasupra fisurilor.

Găurile amplasate în zona fisurată după străpungerea bolţarilor au intrat în goluri de 10—40 cm lăţime. În celelalte zone s-a constatat prezenţa unui rambleu parţial, steril amestecat cu rămăşiţele de material lemnos, bucăţi de bolţari etc. Spaţiul de circa 10 cm între susţinerea provizorie a puţului şi zidul de bolţari nu s-a umplut cu beton şi golurile din spatele susţinerii au fost rambleiate necorespunzător.

În ceea ce priveşte grosimea zidului, prin calcul s-a stabilit că susţinerea executată cu bolţari de 30 cm grosime este suficient dimensionată.

De asemenea, dimensionarea pintenului s-a găsit bună, însă distanţa de 31,5 m între pinteni este mare faţă de recomandările din literatura de specialitate (15—20 m). De menţionat că construirea unui pinten intermediar nu este justificată din punct de vedere tehnic, din cauza rocilor necorespunzătoare din această zonă (material de haldă, grohotişuri).

În vederea consolidării susţinerii s-a elaborat un proiect de execuţie de O.P.D. Baia Mare în care au fost studiate trei variante cu următoarele operaţii:

a) zidirea golurilor din apropierea puțului, de la orizonturile Iohani și intermediar nr. 1 cu piatră brută în mortar de ciment;

b) umplerea golurilor din spatele zidăriei de bolțari cu beton torcret;

c) armarea unei porțiuni de 12 m din puț cu cintre metalice, de la orizontul Iohani în sus;

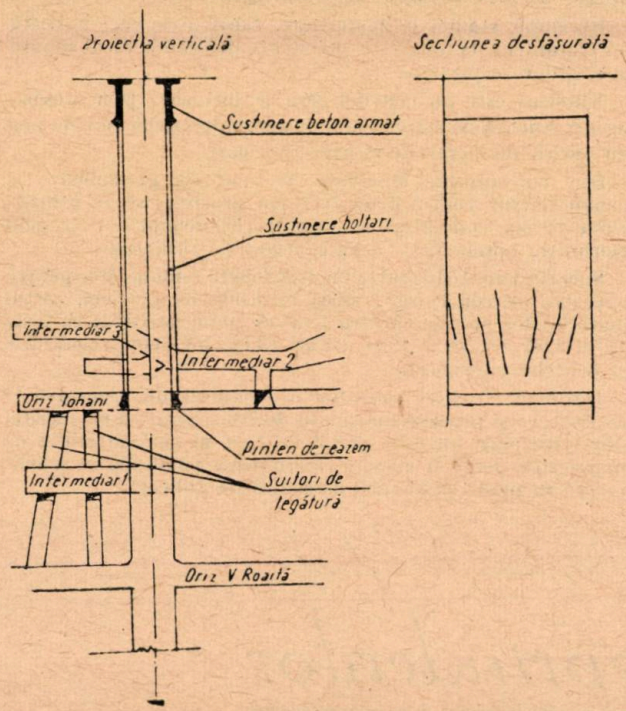


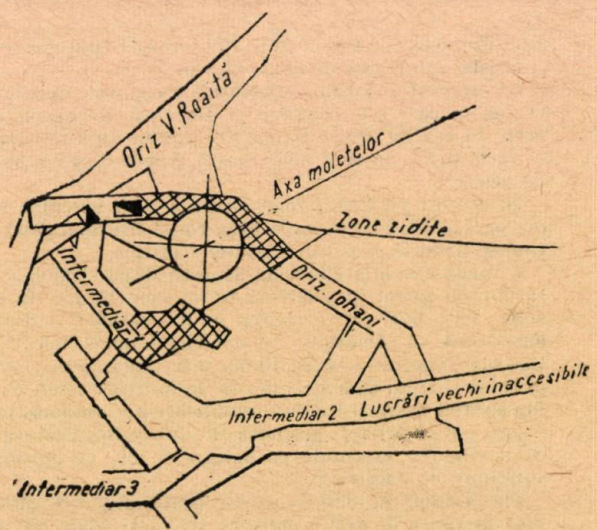
Fig. 1

d) construirea unui pinten de reazem intermediar;

e) susținerea în bolțari a unei porțiuni de 12 m sub orizontul Iohani.

În urma analizei făcute s-au avizat numai lucrările arătate la punctele a și b, restul fiind nejustificate, deoarece:

— sub orizontul Iohani nu au apărut fisuri în pereții puțului;



— rocile nu sînt corespunzătoare pentru construirea unui pinten intermediar fără consolidarea lor prealabilă;

— cintrele preiau sarcinile numai de la inelele de bolțari în dreptul cărora sînt montate.

De menționat că susținerea a avut o tendință de deformare în exterior, astfel încît a devenit și mai discutabilă eficiența montării unor cintre metalice.

Deoarece întreaga producție a exploatării se coboară pe acest puț și datorită urgenței ce a prezentat consolidarea acestuia, pentru a nu întrerupe transportul în timpul reparației, s-au stabilit măsuri speciale de siguranță și de organizare, dintre care cele mai importante sînt următoarele:

— amenajarea unui rostogol de la orizontul Nepomuc la orizontul V. Roaită pentru asigurarea transportului producției provenite din orizontul Nepomuc;

— montarea unui pod de siguranță deasupra orizontului V. Roaită pe toată secțiunea puțului cu asigurarea circulației coliviilor pînă la nivelul orizontului V. Roaită;

— montarea penelor de strîngere la ghidaje conform NTS sub podul de siguranță și montarea traverselor de rezistență deasupra penelor;

— reglarea dispozitivului de decuplare automată de la indicatorul de nivel pentru orizontul V. Roaită și montarea dispozitivului de acționare asupra frînei de siguranță;

— montarea unor poduri de siguranță și de lucru potrivite;

— organizarea muncii pe trei schimburi la executarea lucrărilor de betonare, fără întreruperea injectării betonului torcret.

În vederea executării lucrărilor de zidire a golurilor de la orizontul Iohani și intermediar nr. 1, s-a recondiționat un suitor vechi din orizontul V. Roaită. Înainte de zidirea lor, golurile au fost copturite și curățate la vatră de steril, rămășițe de material lemnos etc., realizînd o bază sigură pentru zidire.

La contactul cu roca sănătoasă nu s-au observat crăpături, nici lîngă pintenul de reazem, nici la orizontul intermediar nr. 1. În general, în această zonă nu s-au observat mișcări, alunecări de roci.

De menționat că s-au zidit numai golurile cele mai apropiate de puț cu un volum de 201 m³. Restul golurilor nerambleiate din pilierul de siguranță deasupra orizontului V. Roaită, existente de zeci de ani, au un volum de peste 10 000 m³. Influența acestor goluri asupra puțului nu este clarificată, însă sub orizontul Iohani, în zona nesusținută, nu au apărut fisuri în pereții puțului.

În scopul introducerii betonului torcret în spatele susținerii, porțiunea puțului zidită în bolțari s-a împărțit în nouă

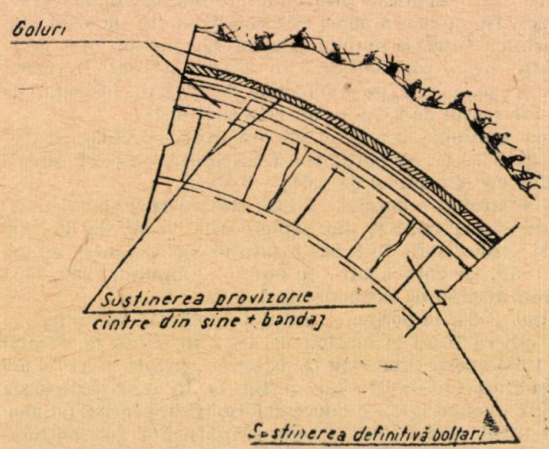


Fig. 2

tronsoane de 3 și 4 m. Pe fiecare tronson s-au creat cîte patru orificii prin scoaterea unor bolțari. Prin aceste ferestre s-au făcut unele constatări suplimentare, pe care le expunem mai jos.

În zona fisurată a puțului (tronsoanele 3—5) în spatele susținerii s-au găsit goluri pînă la 40 cm lățime. Aceste goluri nu au fost rambleiate inițial în mod corespunzător și materialul de rambleu (sterilul amestecat cu deșeuri de material lemnos bucăți, de bolțari etc.) a fost spălat de ape, umplînd

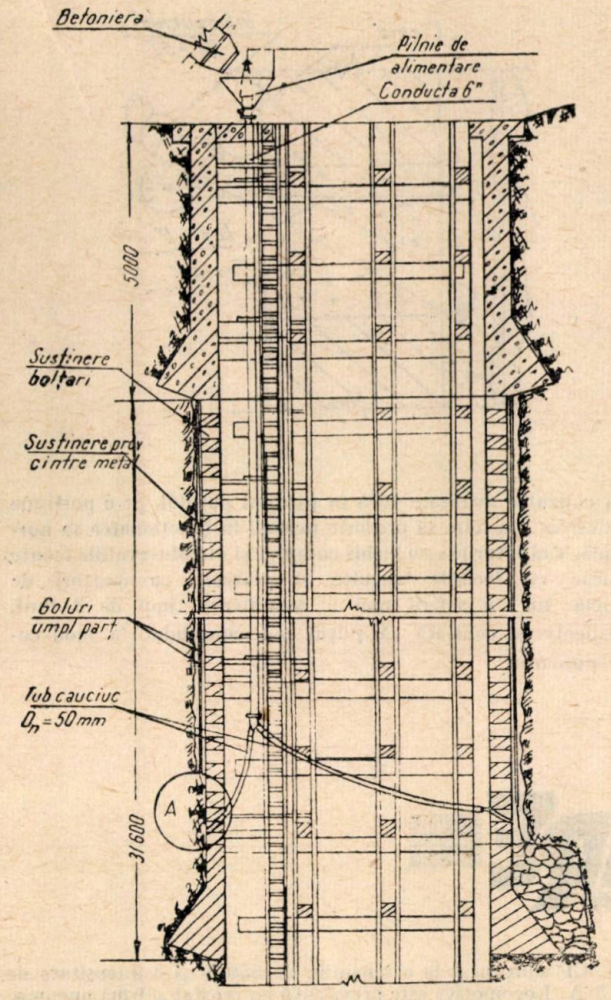


Fig. 3

circa 10 m deasupra pintenului de reazem. Deasupra zone fisurate rambleul a fost spălat numai parțial și s-a păstrat în locurile unde s-a practicat umplerea spațiului între susținerea provizorie și definitivă prin așezarea unui rînd de bolovani pe cintrele metalice ale susținerii provizorii și completarea cu material mărunt în sus. Datorită rambleierii parțiale nu a existat o continuitate între golurile din diferite tronsoane, avînd și goluri complet izolate, fapt care a impus luarea unor măsuri suplimentare la injectarea betonului sub presiune, pentru a evita distrugerea zidului de bolțari în aceste zone.

Orificiile create în zona de contact al materialului de haldă cu rocă compactă (tronsonul 1 și 2) s-au curățat complet de murdărie pentru a verifica dacă în această zonă nu a avut loc și alunecare de teren, cu pericol pentru existența puțului de extracție. Fenomene de alunecare nu s-au observat nici în zona de contact, nici în zonele mai apropiate de suprafață.

De menționat că ipoteza alunecării de teren s-a bazat pe unele fenomene de surpare la suprafață, însă s-a stabilit că surparea s-a produs în zona unor lucrări miniere vechi, executate la adîncimi mici de la suprafața minei.

De asemenea, prin orificiile create s-a stabilit că crăpăturile au o deschidere în exterior, spre golurile din spatele susținerii (fig. 2). Avînd în vedere că crăpăturile au apărut numai în zona unde zidul nu a avut nici un contact în exterior — ca urmare a lipsei materialului de rambleu, spălat de ape, care

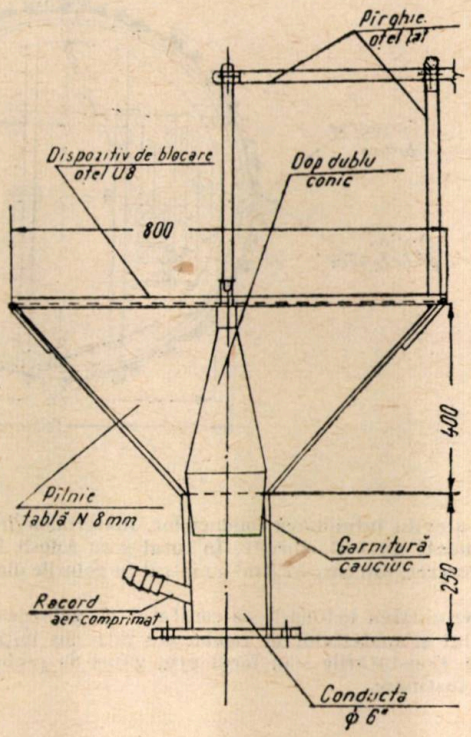


Fig. 4

au avut o circulație destul de liberă în dosul susținerii — se poate presupune că principala cauză a apariției fisurilor a fost existența golurilor în spatele susținerii, care a permis deformația zidului sub greutatea proprie a susținerii. Influența golurilor nerambleiate de la orizontul Iohani și intermediar nr. 1 nu este așa de evidentă, însă existența lor a contribuit la circulația apelor în apropierea puțului, ce a provocat spălarea rambleului neconsolidat din zona fisurilor.

La turnarea betonului în spatele susținerii s-a folosit o coloană din conducte de 6" și în continuare tuburi de cauciuc cu diametrul interior de 50 mm (fig. 3). Pentru injectarea betonului sub presiune s-a confecționat o pîlnie de alimentare specială cu racord la rețeaua de aer comprimat a minei (fig. 4). Alimentarea betonului s-a reglat cu ajutorul unui dop dublu conic. După introducerea betonului în coloană, dopul s-a fixat cu ajutorul unui dispozitiv de blocare și s-a creat presiunea necesară. Pentru închiderea bună a coloanei cu ajutorul dopului după alimentare, pîlnia s-a spălat cu apă și la partea inferioară a dopului s-a prevăzut o garnitură de cauciuc.

Capetele terminale ale tuburilor de cauciuc confecționate din țevi de 2" au fost prinse în zid cu beton.

Avînd în vedere existența unor goluri izolate, pentru urmărirea presiunii create în spatele susținerii în zid s-au fixat și țevi de 1", cu racord la un manometru (fig. 5).

Înainte de a începe injectarea betonului, fiecare orificiu creat în zid a fost verificat cu ajutorul aerului comprimat și dacă s-a constatat existența unor goluri izolate și de volum redus, betonarea s-a executat cu o atenție deosebită, pentru a evita distrugerea zidului de bolțari. Astfel de goluri izolate s-au găsit în tronsonul nr. 1 (în apropierea pintenului de reazem) și în tronsoanele 5 și 6. Avînd în vedere starea susținerii, nu s-a folosit presiunea de peste 4 at. Injectarea s-a

executat cu o supraveghere permanentă. În cazurile cînd se constatau semne periculoase (ieşirea mortarului vechi dintre bolţari, ieşirea laptelui de ciment prin ţeavă de 1", montat în zid pentru observaţii) presiunea s-a redus sau injectarea a fost complet oprită.

Puţul consolidat în continuare a rămas sub observaţie. În acest scop s-au tencuit cu ipsos crăpăturile şi s-au pus martori de sticlă.

Din măsurătorile topografice executate după consolidarea puţului reiese că puţul şi-a păstrat verticalitatea. Crăpăturile

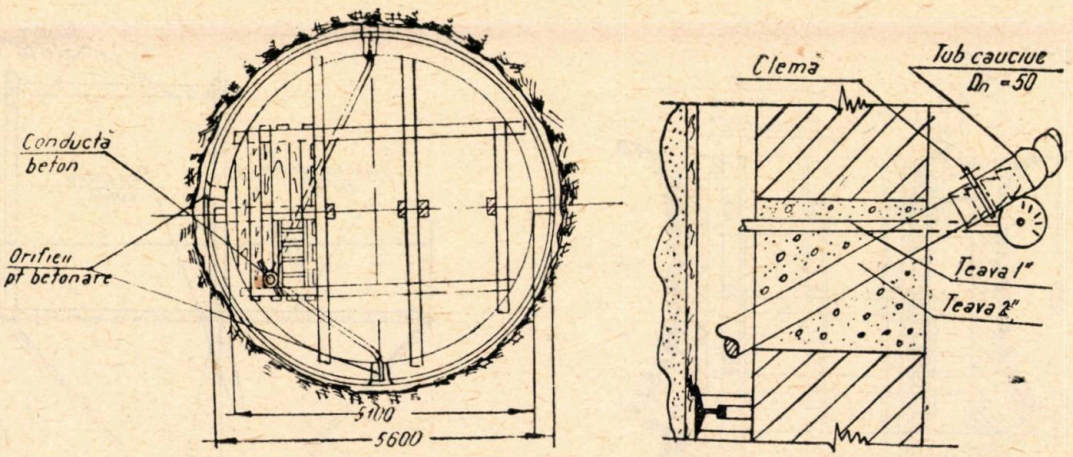


Fig. 5

Pentru a evita înfundarea conductelor, materialele folosite (nisip, ciment) au fost ciuruite. În total s-au folosit 84 m³ de beton torcret, din care 52,8 m³ au intrat în golurile din zona fisurată.

După terminarea betonării s-a constatat că golurile libere s-au umplut şi materialul de rambleiere introdus iniţial s-a tasat bine. Constatările s-au făcut prin găuri de probe perforate în susţinere.

au cauzat o ovalizare mică în profilul puţului, pe o porţiune de circa 7 m, fără să prezinte pericol în funcţionarea sa normală. Crăpăturile s-au închis complet şi din observaţiile făcute reiese că locurile tencuite şi marcate cu martori de sticlă nu au suferit nici o modificare timp de 3 luni, respectiv se constată că puţul s-a consolidat în mod corespunzător.

DOCUMENTARE

* * * **Exploatarea şi prepararea cărbunelui de la mina Captain.** Coal Age, 70, nr. 2, feb., 1965, p. 118—125.

La o exploatare la zi de cărbune, cu o capacitate de producţie de 4 milioane tone pe an, la care descopertarea se realizează prin găuri de sondă cu diametrul de 300 mm, împuşcarea efectuîndu-se cu oxilicvit, roca sterilă este îndepărtată cu excavatoare cu cupă de circa 130 m³ capacitate. Transportul cărbunelui extras se face cu ajutorul tractoarelor Caterpillar cu remorcă cu capacitate de 100 tone.

Cărbunele stocat în silozuri cu capacitate de 400 t trece la un concasor rotativ care sfarmă cărbunele la 300 mm. Fracţiunea 300—0 mm poate fi livrată ca atare, sau este sfărîmată la 75 mm. Cărbunele sub 6 mm este concentrat în cicloane şi deşlamat pe ciururi, fiind apoi supus unei uscări mecanice.

Plumptre, J. H. şi Green, T. E. **Transportul subteran cu locomotive cu troleu.** Mining Engineer, 124, nr. 54, martie, 1965, p. 329—340.

La o exploatare carboniferă s-a decis adoptarea locomotivelor cu troleu pe considerentele că exploatarea nu este grizutoasă, distanţele de transport mai lungi şi cheltuielile de întreţinere mai reduse.

Autorii prezintă schema de transport adoptată, echipamentul folosit etc. Tipul de locomotivă folosit are greutatea de 16 tone, două axe, fiecare acţionată de cîte un motor de 76 CP alimentat la o tensiune de 550 V şi o intensitate de 115 A. Locomotiva este prevăzută cu reostat şi frînă pneumatică. Sistemul de transport descris este primul în Anglia care foloseşte curentul de 550 V.

Whittaker, N. B. **Unele probleme ale exploatării stratelor subţiri foarte înclinate.** Mining Engineer, 124, nr. 54, martie, 1965, p. 351—355.

Zăcămintele de cărbuni din Bavaria, puternic cutate, se caracterizează printr-o structură lemnoasă, cu intercalaţii de calcar tare şi prin înclinări mari şi grosimi mici. În aceste condiţiuni, tăierea cărbunelui se face cu plugul de cărbune şi combina cu disc. Caracteristic pentru aceste metode de exploatare este lungimea mare a abatajelor frontale, care ajunge pînă la 250—450 m, în funcţie de grosimea stratului.

Transportul pe galerii se face cu ajutorul benzilor transportoare din PVC sau al transportoarelor-siloz montate pe şenile.

Swain, R. **Folosirea modelelor în minerit.** Mining Engineer 124, nr. 54, martie, 1965, p. 378—388.

Modelele folosite în cercetările miniere pot fi: reprezentări bidimensionale ale unui mediu oarecare, modele tridimensionale la scară, avînd acelaşi aspect cu obiectul pe care-l reprezintă, modele analoage care reprezintă o asemănare între două sau mai multe proprietăţi ale obiectului reprezentat (sau

efecte ale acestor proprietăţi, fără a reproduce exact obiectul) modele simbol care sînt descrieri abstracte ale unei operaţii sau sistemului (teoria elasticităţii în studierea mişcărilor de teren şi folosirea modelelor matematice în cercetările din exploatările miniere).

Autorul aprofundează modelele la scară, arătînd modul în care acestea determină parametrii de proiectare ai utilajului minier (studiul prin fotoelasticimetrie al presiunii, modele de lemn pentru determinarea caracteristicilor unor tipuri de susţinere minieră). Se dau exemple de aplicare a studiului pe modele la cercetarea temperaturii şi umidităţii minelor adînci, structura rocii, determinarea profilului optim al formei şi poziţiei excavaţiei etc.

Wilkinson, J. H. **Efectele concentrării şi mecanizării la o exploatare carboniferă.** Mining Engineer, 124, nr. 54, martie, 1965, p. 405—420.

În urma prospectării unui zăcămînt de cărbune, situat la 600 m adîncime, s-a proiectat exploatarea lui, urmărindu-se asigurarea unei concentrări maxime a producţiei în cît mai puţine locuri de muncă şi mecanizarea operaţiilor din subteran şi de la suprafaţă.

Calculele au arătat că distanţa optimă între orizonturi este de 90 m, deschiderea făcîndu-se prin puţuri săpate prin procedeul congelării. Prin concentrarea producţiei din şase abataje în funcţiune se pot produce 4 000 tone pe zi.

G. van der Berghe. **Frînarea maşinilor de extracţie cu roată Koepe.** Annales des Mines de Belgique, nr. 3, martie, 1965, p. 337—367.

Frînarea unei instalaţii de extracţie cu roată Koepe este întotdeauna o operaţie delicată, datorită faptului că intervalul de frînare este foarte mic în comparaţie cu masele în mişcare.

Pe baza unor consideraţii teoretice şi a unor observaţii practice se studiază această frînare, făcîndu-se o serie de recomandări privind asigurarea celei mai complete siguranţe.

Hurrell, D. J. **Tehnica vibraţiilor aplicată în minerit.** Mining Equipment, 16, nr. 3, martie, 1965, p. 4—6.

Tehnica vibraţiilor este folosită în industria minieră la construirea de dispozitive şi aparate aplicate la transport, alimentarea şi dozarea materialelor. Pentru proiectarea acestora a trebuit să se ţină seamă de frecvenţa şi amplitudinea optimă a vibraţiilor cerute de materialul care se manipulează. Pentru cele granulare s-a putut determina modul de deplasare, iar pentru cele pulverulente s-a stabilit în laborator comportarea la transport. Se descriu : un alimentator vibrant, un transportor tubular şi dispozitive care împiedică formarea bolţilor în silozuri.

Kibble, J. D. **Proiectarea sistemelor hidraulice şi mecanice de acţionare a cadrelor păşitoare comandate de la distanţă.** Mining Electrical and Mechanical Engineering, 45, nr. 533, martie, 1965, p. 225—241.

Introducerea controlului automat şi a comenzii de la distanţă a cadrelor păşitoare a impus reproiectarea totală a acestora. În acest scop s-au luat în considerare operaţiile care se realizează automat şi anume : împingerea transportorului, coborîrea stîlpilor, avansarea cadrului, înţepenirea stîlpului în noua poziţie.

Se descriu noile tipuri de stîlpi: Gullick, Seaman-Roofmaster Rolf, Hoesch, Klockner-Ferromatik etc., dîndu-se pentru fiecare detalii tehnice şi rezultatele obţinute în exploatare.

Billing, P. J. **Controlul electric de la distanţă al cadrelor păşitoare.** Mining Electrical and Mechanical Engineering, 45, nr. 533, martie, 1965, p. 247—270.

Problema avansării automate a susţinerii este legată de doi factori şi anume : realizarea comenzii în aşa fel încît iniţierea deplasării unui stîlp să provoace în acelaşi timp şi deplasarea stîlpului învecinat, deci a întregului şir, şi asigurarea legăturii deschise dintre panoul central de comandă şi pe fiecare stîlp în acesta, atît pentru a-i transmite o comandă, cît şi pentru a culege informaţii.

Autorul se ocupă de acest din urmă factor, arătînd căile de rezolvare, sistemele folosite, proiectarea sistemelor, alegerea sistemului de selecţie, comanda susţinerii şi transmiterea datelor, controlul mişcării cadrelor, controlul automat al avansului, detectarea şi indicarea direcţiei de avans, alimentarea cu energie etc.

Se descriu sistemele Rolf realizate în minele de cărbuni din Anglia, dîndu-se pentru acestea schemele circuitelor, alimentarea cu energie, utilizarea şi întreţinerea echipamentului automat de control. Cadrele Rolf, considerate ca prototip, urmează să fie îmbunătăţite în sensul reducerii preţului de cost şi măririi duratei lor de folosire.

Pidgeon, B. G. şi Thomas, V. M. **Maşini pentru tăierea cărbunelui acţionate prin comandă de la distanţă.** Mining Electrical and Mechanical Engineering, 45, nr. 533, martie, 1965, p. 277—297.

Comanda de la distanţă a maşinilor de tăiere din abataj presupune folosirea siguranţei intrinsece, securitate în funcţionare şi măsuri speciale de protecţie electrică, termică faţă de metan, faţă de traseu etc. Autorii arată modul în care maşinile existente pentru tăierea cărbunelui au fost adoptate pentru controlul de la distanţă şi principiile după care s-a realizat acest sistem de comandă.

Pentru stabilirea permanentă a poziţiei maşinii în strat, se folosesc senzori electronici care transmit date privind grosimea stratului de cărbune unui circuit electric de control care dirijează mecanismul de comandă. Se arată importanţa comenzii de tăiere laterală care asigură menţinerea direcţiei frontului. În ceea ce priveşte comanda verticală ce determină poziţia maşinii în funcţie de grosimea stratului şi de prezenţa intercalaţiilor, aceasta mai trebuie perfecţionată. Dispozitivele de transport pot fi acţionate electric sau hidraulic de la extremitatea abatajului, sau pot face corp comun cu maşina de tăiat. Se descriu alimentarea cu energie, instalaţiile de siguranţă intrinsecă şi cele de protecţie.

Monks, H. şi Walker, S. C. **Acţionarea prin comandă de la distanţă a transportoarelor.** Mining Electrical and Mechanical Engineering, 45, nr. 533, martie, 1965, p. 305—317.

În minele de cărbuni, transportoarele cu raclete sînt acţionate de preferinţă electric sau hidraulic, acţionarea pneumatică fiind părăsită în ultimul timp. Prin comanda de la distanţă a acestor instalaţii trebuie să se asigure accelerarea lină, atît a transportorului, cît şi a materialului transportat, de la poziţia de oprit pînă la viteza maximă, reducînd la minimum tensiunile de accelerare.

Majoritatea transportoarelor cu raclete comandate de la distanţă sînt de tipul blindat. Autorii arată principiul de proiectare a unei scheme electrice de comandă care cuprinde : pornirea dintr-un singur punct, pornirea automată a motoarelor, asigurarea rotaţiei corecte a motorului, imposibilitatea inversării sensului în mers. Se acordă o atenţie deosebită acţionării hidraulice : ansamblul capului de acţionare, circuitul hidraulic, instalaţia de pompe, reductorul etc.

Benneti, A. E. **Comunicaţii şi telemăsură în subteran.** Mining Electrical and Mechanical Engineering, 45, nr. 533, martie, 1965, p. 323—335.

În minele din Anglia, pentru comunicaţii în subteran se folosesc interfoane ce se pot plasa atît în abataj cît şi în galeriile învecinate la distanţe de circa 20 m. Pe măsura introducerii utilajelor cu comandă de la distanţă s-a dezvoltat şi un alt sistem de comunicaţii legat de controlul proceselor şi prin care se colectează în fiecare minut informaţii care se trimit la un punct central de comandă.

Dintre ultimele realizări, autorul prezintă : indicarea poziţiei utilajului de tăiere în front, indicatorul capacităţii de cărbune tăiat, detectoarele de gaze sau de focuri.

Blythe, M. și Hyson, G. S. **Practica abatajelor frontale comandate de la distanță.** Mining Electrical and Mechanical Engineering, 45, nr. 533, martie, 1965, p. 353—365.

Autorii prezintă rezultatele obținute cu abatajele frontale comandate de la distanță, din minele Newstead și Ozmonde, ca și problemele legate de manipularea utilajelor, alimentarea cu energie a acestora etc.

Abatajele experimentale s-au caracterizat prin lipsa de falii, grosime de 1,1 m a stratului, și au fost dotate în totalitate cu echipament prototip. În încheiere se arată sistemul de organizare, caracteristicile echipamentului folosit și rezultatele practice obținute, făcîndu-se recomandări de aplicare în viitor.

Leibenzon, B. I. **Controlul verticalității puțurilor de mină prin metoda detecției ultrasonice.** Șahtnoe stroitelstvo, nr. 4, 1965, p. 8—10.

Se arată că pînă în prezent tehnica săpării puțurilor adînci peste 500 m cu actuale mijloace moderne prin forare sau prin metoda clasică — bazată pe perforare-împușcare — nu asigură verticalitatea perfectă a puțurilor săpate.

Aparatele existente — înclinometre de diferite construcții — încă admit greșeli de măsurare a agregatelor de săpare de la 0,9 m la 100 m — ceea ce este inadmisibil.

Se expun cercetările în domeniul măsurărilor precise al situației lucrărilor în săpare cu ajutorul unui dispozitiv care funcționează pe baza detecției ultrasonice.

IMII Podzemșahtstroi a elaborat un dispozitiv de detecție ultrasonică care se compune din partea subterană și cea de la suprafață, legate între ele printr-un cablu de carotaj.

Partea subterană cuprinde construcția de emisiune și recepție, realizîndu-se emiterea semnalelor acustice și recepția semnalelor refractate de pereții puțului.

Printr-o serie de aparate, semnalele recepționate se amplifică și se transmit aparatelor de la suprafață, care fixează pe o hîrtie corespunzătoare conturul secțiunii în diferite poziții din planul vertical, indicînd astfel profilul puțului săpat.

Măsurările se fac numai în stare de repaos al lucrărilor din puț, adică, și în cazul forării, numai după oprirea acesteia.

Controlul situației puțului în spațiu prin metoda detecției ultrasonice dă posibilitatea nu numai să se determine verticalitatea puțului și profilul pereților, dar să creeze și sistemul de dirijare a coroanei de forare printr-o realizare a legăturii inverse de la aparatajul de control la mecanismul de corectare a verticalității puțului.

Cele patru schițe prezintă datele necesare pentru clarificarea procesului de control al verticalității puțurilord e mină prin metoda detecției ultrasonice.

Dessalles, E. **Aerajul în diagonală a marilor mine moderne de cărbuni.** Revue Universelle des Mines, nr. 2, feb., 1965, p. 63—65.

Tendința modernă de minerit se manifestă prin concentrarea producției, ajungînd să se depășească 10 000 tone pe zi într-o singură exploatare. În aceste mine problema aerajului se rezolvă prin stabilirea unui aeraj în diagonală. Articolul prezintă metoda grafică de calcul a elementelor de bază a unui astfel de sistem de aeraj : debitul ventilatoarelor de la suprafață, influența reciprocă a diferitelor ventilatoare — elemente care pe cale algebrică se pot determina mult mai greu, datorită aproximărilor succesive ce trebuie făcute pentru rezolvarea sistemului de ecuații stabilit teoretic. Este analizat și cazul particular în care două ventilatoare aspiră în paralel din același puț de aeraj.

Stassen, P. **Rezultate practice ale ultimelor campanii de măsurători grizumetrice efectuate de INICHAR.** Annales des Mines de Belgique, feb., 1965, p. 151—196.

INICHAR a întreprins 10 mari campanii de măsurători grizumetrice în bazinele belgiene, paralel cu alte măsurători efectuate în cinci țări europene inclusiv Anglia.

Pentru stabilirea bilanțului de metan care se degajă într-un cîmp de exploatare trebuie determinați anumiți parametri, atît în circuitele de aeraj, cît și în conductele de captare ale metanului. Se descriu aparatele folosite pentru măsurarea și înregistrarea temperaturii, umidității, debitului și conținutului de metan în circuitele de aeraj, cît și cele folosite la măsurarea și înregistrarea temperaturii, depresiunii și conținutului de metan din instalațiile de captare. Se comentează rezultatele obținute în cadrul măsurătorilor, rezultate pe baza cărora se trag următoarele concluzii :

— aparatele pentru măsurarea conținuturilor mari de metan în conductele de captare care au dat satisfacție sînt de tipul metanometrelor cu raze infraroșii, katharometrele olandeze, precum și metanometrele acustice engleze ;

— folosirea centralelor grizumetrice în cîteva bazine franceze (Verneuil) a dat rezultate bune, fiind capabile să înregistreze într-un timp scurt date complete asupra modului de manifestare a unui strat în privința caracterului grizutos, precum și influența exploatării asupra degajărilor de metan ;

— formarea și instruirea de personal special pentru măsurarea și înregistrarea metanului este absolut necesară, acest personal trebuind să cunoască precis sursele de degajare și punctele probabile ale acestora, modul de reglare rapidă a ventilatoarelor pentru asigurarea unui debit de aer necesar obținerii unei diluții în limite nepericuloase (1,5—2%), precum și deconectarea instalațiilor electrice (transportoare, mașini de havat ș.a.) la conținuturi peste 2,0%. Pentru această ultimă operație se folosesc auto-declanșatoare rapide de genul acelora construite de CERCHAR care întrerup curentul la conținuturi peste 2,0% metan.

Vandeloise, R. **Soluții noi în problema degajărilor instantanee.** Annales des Mines de Belgique, feb., 1965, p. 197—231.

Împușcarea de zguduire a fost larg aplicată pînă acum pentru a lupta împotriva degajărilor instantanee, dar eficacitatea și siguranța acestei metode nu este totală.

Eforturile depuse în ultimii ani s-au bazat pe noi procedee — în general forarea pe sondaje de detentă de 115 mm diametru și 15 m lungime. Din anul 1955 acest procedeu a fost folosit cu succes în săparea galeriilor în strat, reducînd total degajările instantanee, iar din anul 1960 metoda s-a folosit și în abataje. Încercările au fost încununate de succes, permițîndu-se eliminarea împușcării de zguduire, aplicarea injectării apei în strat, mecanizarea abatajelor și mărirea randamentelor.

Se indică și se comentează diverse scheme de amplasare a sondelor, acestea efectuîndu-se în general în evantai, cu înclinări între 10 și 45° față de axul galeriei, rîndurile de sondaje efectuîndu-se din 5 în 5 m.

O altă metodă este aceea folosită în bazinul Cévennes (Franța) și Pécs (Ungaria). Metoda constă în oprirea galeriei de deschidere la cîțiva metri de strat, forarea a una sau trei găuri de 115 mm și injectarea apei sub presiune. Prin erodarea stratului, acesta permite detenta gazului, fiind necesari, după cercetările din bazinul Pécs, 1—2 m^3 cărbune pentru fiecare metru de profil de deschidere.

În concluzie se arată că studiul degajărilor instantanee se referă la trei factori determinanți :

— structura cărbunelui : fisurația și indicele ΔP (clasificarea în 5 clase indică numai clasa IV și a V-a ca favorizante a degajărilor instantanee) ;

— prezența metanului : desorbția naturală, presiunea și debitul metanului ;

— natura și presiunea rocilor înconjurătoare.

* * * **Detector automat de metan cu avertizare.** Colliery Engineering, feb., 1965, p. 62—65.

Ministerul Energiei din Marea Britanie a omologat un detector automat de metan, descoperit de „Mining and Materials Handling Division". Detectorul măsoară în mod continuu conținutul de metan din atmosfera înconjurătoare și avertizează, printr-un sistem vizual, în cazul depășirii conținutului limită de periculozitate. El este complet automat, portabil și poate fi manipulat ușor de către personal nespecializat. Detectorul poate înlocui lampa de siguranță cu benzină

și metanometrele care presupun o calificare specială ; el poate fi folosit și pentru alte gaze ca : hidrogen, propan, butan, etyl etc. Greutatea totală a detectorului este de 1,8 kg, înălțimea de 30 cm, bateria poate alimenta continuu detectorul, timp de 9 ore, cutia în care este montată putîndu-se închide cu un dispozitiv special de blocare. Scara gradată plasată în partea de sus, sub elementul detector, are diviziuni între 0 și 3 %. Un sistem de alarmă face să se aprindă o lampă roșie cînd conținutul de metan depășește limita admisă (1—1,5 %), limită ce poate fi reglată cu ajutorul unui potențiometru.

În atmosferă liniștită citirea metanului se face în 30 secunde, timpul scurtîndu-se cu cît mișcarea aerului este mai mare.

În cazul cînd una din cele două lămpi (de alarmă sau de citire) este defectă, pe cilindrul translucid superior apare cuvîntul „FAIL" (defectă).

O altă particularitate importantă a detectorului este aceea că poate măsura conținuturile de metan în pînze la tavanul lucrărilor, elementul detector fiind plasat în partea cea mai de sus a aparatului.

* * * **Aerajul în minele adînci din R.P. Ungară.** Colliery Engineering, martie, 1965, p. 112.

Mina adîncă din Zobake este prevăzută cu un sistem de aer condiționat capabil să răcească și să ventileze circa 40 km de căi de transport și aeraj.

Mina a fost proiectată în două faze — prima pînă la o adîncime de 600 m, unde se lucrează în prezent și a doua — pînă la 1 000 m și va fi cea mai adîncă mină din Ungaria.

Aerajul minei a fost proiectat prin două metode diferite : pentru adîncimea de 600 m și pentru 1 000 m. Pentru cea de 600 m aerajul nu prevede măsuri speciale, în afară de cantitatea de aer necesară pentru fiecare muncitor și care, potrivit normelor ungare pentru mine grizutoase, este de 6 m³/min și om. Proiectanții au adăugat un plus de 20 % pentru pierderile prin scurtcircuitări la puț, care pînă acum nu se luau în calcul, 6 m³/min pentru fiecare CP acolo unde se folosesc locomotive Diesel pentru transport și un plus de 1 200 m³/min pentru umiditate. Ventilatorul astfel calculat are un debit de 13 200 m³/min și este proiectat de Universitatea tehnică din Budapesta. El are un ax vertical, palete reglabile, randamentul instalației fiind de 0,9. Debitul, în funcție de modul de reglare a paletelor ventilatorului, poate varia între 6 000 și 13 000 m³/min, puterea motorului fiind de 500 respectiv 1 000 kW. O centrală automată înregistrează permanent depresiunea (280 mm c.a.), puterea absorbită și debitul realizat.

Pentru faza cînd mina se va adînci la 1 000 m, se prevăd, conform normelor, 9 m³/min pentru fiecare om, temperatura trebuind a fi menținută la 26—28°C. Pentru asigurarea răcirii atmosferei în locurile de muncă se prevede utilizarea de refrigeratoare de 15—20 kW și 40—50 000 kcal/h.

F o x, D. E. **Probleme de tehnica securității.** Mining Electrical and Mechanical Engineering, 45, nr. 533, martie, 1965, p. 341—352.

Introducerea comenzii de la distanță, în subteran, a ridicat o serie de probleme legate de securitatea și protecția muncii în subteran, precum și o serie de probleme privind crearea de noi funcții impuse de acest nou sistem de control.

Comanda de la distanță a condus la îndepărtarea oamenilor din abataj, de unde a rezultat o mărire considerabilă a securității muncii, dar unele scheme impun ca echipamentul să fie controlat de personal chiar în frontul de lucru.

Autorul analizează siguranța operațiilor din abatajele comandate de la distanță. Dintre acestea se citează : sistemele de semnalizare a opririi și pornirii utilajelor, dispozitivele de prevenire a deplasării utilajelor fixe, protecția cablurilor flexibile, dispozitivele pentru transmiterea condițiilor termice de funcționare a utilajelor, extinctoarele automate, sistemele de semnalizare a pierderilor de fluid în dispozitivele hidraulice, protecția materialelor radioactive, a detectoarelor de gaze și a sistemelor de comunicații. Factorii importanți în siguranța folosirii comenzii de la distanță sînt : asigurarea prevenirii aprinderii gazelor de la scînteile electrice produse eventual în echipamentul electric și funcționarea în condiții sigure a sistemului de control.

* * * **Accidentul din Champagnole.** Annales des Mines, martie, 1965, p. 61—76.

În 27 iulie 1964, în cariera de calcar subterană Champagnole s-a produs o surpare masivă care a afectat o porțiune mare din carieră unde lucrau 14 oameni. După 24 ore, forajul unei sonde a permis reperarea la o adîncime de 60 m a unui număr de 9 oameni care au fost salvați șapte zile mai tîrziu. Lucrările de salvare au fost oprite definitiv în 8 august după ce responsabilul operațiilor a avut convingerea că ceilalți 5 muncitori își găsiseră moartea sub surpături.

Cariera exploata două bancuri de calcar marnos în grosime totală de 7 m, cu o înclinare de 1,5°, înălțimea totală de exploatare fiind circa 4,5 m. Metoda de exploatare folosită era aceea cu pilieri abandonați, între galerii săpate la 15 m distanță una de alta și orientate pe direcții perpendiculare. Producția se realiza prin tăierea cu găuri lungi și explozivi pe bază de nitrat de amoniu — încărcarea făcîndu-se cu mașini de încărcat cu remorci tractate la zi. Efectivul total la o producție de 237 mii tone pe an era de 28 oameni repartizați în două schimburi.

Cu cîteva luni înainte se observase că asupra pilierilor se manifestau presiuni neobișnuite. În ziua de 27 iulie o prăbușire violentă s-a manifestat la zi printr-un nor negru de praf și o crăpătură mare de teren ; mișcări seismice au fost înregistrate de observatoare pînă la 380 km distanță.

Pentru salvare s-a recurs la săparea rapidă a unei galerii și forarea unor sonde de mare diametru, de la suprafață, pentru a se permite evacuarea oamenilor cu ajutorul unei nacele de la centrul de salvare din Essen (Ruhr). Pentru forajul găurilor s-au folosit sondeze Nuss și Graeffer P-30. Peste 30 de foraje s-au executat în cele 12 zile următoare salvării celor 9 oameni pentru cercetarea în continuare și găsirea celor 5 victime, încercările rămînînd fără rezultat. Prin introducerea unor camere de televiziune Grundig, în găurile de sondaj, s-au determinat fisuri și goluri de teren periculoase, care amenințau terenul de la suprafață, ceea ce a hotărît încetarea lucrărilor.

F r i d l e a n d, A. M. **Cercetarea fisurării rocilor din masivul înconjurător al lucrării miniere.** Șahtnoe stroitelstvo, nr. 5, 1965, p. 7—10.

Se descrie o nouă metodă, simplă și accesibilă, pentru determinarea datelor necesare în vederea determinării presiunii miniere asupra susținerii.

Se arată experimentarea acestei metode la construcțiile miniere executate în raionul minier carbonifer din Karaganda.

Aparatul folosit pentru determinarea gradului de fisurare consta dintr-un rezervor pentru acumularea aerului comprimat și a unui dispozitiv de ermetizare sub presiune, care permite introducerea pe rînd a aerului comprimat în găurile perforate de circa 1,5 m lungime în pereții lucrării miniere și observarea scăderii presiunii în rezervorul de acumulare după introducerea aerului comprimat în găurile de mină.

S-a constatat că viteza de scădere a presiunii este în funcție de gradul de fisurare.

Pentru calculul scăderii presiunii s-a folosit formula :

$$P_n = \frac{P_l - P_s}{t}$$

în care :

P_n este scăderea medie a presiunii ;
P_l — presiunea aerului la începutul cercetării ;
P_s — presiunea aerului la sfîrșitul cercetării ;
t — timpul în decursul căruia s-a produs scăderea presiunii de la P_l la P_s, min.

Sînt date diagrame pentru scăderile de presiune a aerului la distanțe de la gura găurii de mină de 0,2, 0,5 și 1,2 m.

În felul arătat s-au determinat zonele deformațiilor neelastice care ating, în funcție de natura rocilor, pînă la 1,2—

1,5 m ($f = 3,5-4$) în jurul masivului înconjurător al lucrării.

Parametrii determinaţi ai zonelor de fisurare permit o calculare mai precisă şi mai comodă a presiunii asupra susţinerii.

Lebedinskaia, Z. P. **Despre prognoza afluenţei de apă în cariere.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 5, 1965, p. 13—16.

Se arată importanţa determinării afluenţei apei în cariere în vederea stabilirii măsurilor eficiente pentru combaterea lor în perioadele de construcţie şi exploatare a carierei.

Se expune metoda de calcul al afluenţei de apă, cunoscută sub denumirea EGDA, care consta în aplicarea modelării — analoagelor electrohidrodinamice, dînd astfel posibilitatea să se modeleze condiţiile naturale ale obiectului studiat.

Această metodă a fost experimentată pentru determinarea afluenţei apei la carierele pentru zăcămintele Sokolovsk şi Sarbaisk: modelînd profile pentru zăcăminte cu extindere pînă la 3 000 m şi cu adîncime pînă la 150 m.

Modelarea în plan şi de profil s-a făcut la mai multe scări de la 1 : 50 000 pînă la 1 : 25 000, folosind ca electrolit sulfatul de cupru de diferite concentraţii.

În urma modelării s-au obţinut trei reţele hidrodinamice, care reflectă mişcarea fluxului de filtraţie, permiţînd să se calculeze debitele de apă de filtraţie.

Figurile, diagramele şi tabelele concretizează rezultatele încercărilor pentru diferite variante ale datelor iniţiale.

Analiza făcută şi comparaţia au arătat că metoda analogiilor electrohidrodinamice permite să se determine afluenţa apei în cariere cu o precizie de 10—15%. O asemenea precizie nu se poate obţine cu alte metode de calcul.

Mitchell, R. J. **Brichetarea minereului de fier.** Metall Mining and Processing, 2, nr. 1, ian., 1965, p. 21—22.

Brichetarea este un proces aplicat la tot felul de materiale care necesită o aglomerare. Pentru minereul de fier acest procedeu nu a fost aplicat decît în cadrul unor cercetări în fază pilot. Brichetarea minereului de fier a folosit pînă în prezent, în cazul procedeelor calde sau reci, o serie de lianţi care au ridicat obiecţiuni din partea siderurgiştilor. S-a elaborat însă un proces de brichetare caldă care nu mai foloseşte nici un liant. Cercetările efectuate au dus la proiectarea şi construirea unei prese de fier fără a mai fi necesară măcinarea prealabilă. Acest procedeu de brichetare este de circa 30% mai ieftin decît sinterizarea, enumerîndu-se şi multe alte avantaje ale aglomerării prin brichetare la cald.

* * * **Instalaţie de preparare a rambleului hidraulic.** Metall Mining and Processing, 2, nr. 1, ian., 1965, p. 23—25.

La o mină de minereu cuprifer pentru rambleiere se foloseşte sterilul de la flotaţie. Într-o primă etapă se realizează deşlamarea sterilului de flotaţie, iar în a doua etapă pomparea tulburelii. Deşlamarea şi clasarea materialului se efectuează în cicloane Krebs, al căror preaplin (materialul fin) se reîntoarce la îngroşător, iar evacuarea se pompează în cicloane care fac să crească conţinutul de material solid din tulbureală pînă la 70%. Distribuţia materialului din rezervoare în subteran se face prin intermediul a două găuri de sondă forate pînă la orizontul 800 al minei. O a treia gaură de sondă se ţine în rezervă. Distribuirea rambleului în abataje se face prin conducte de 75 mm.

Bosov, A. I. **Generalizarea experienţei în exploatarea şi perfecţionarea utilajului de la uzinele de preparare a minereurilor neferoase.** Ţvetnie Metalli, nr. 4, 1965, p. 91—93.

Se face o dare de seamă a consfătuirii din anul 1964 a lucrătorilor de la trei uzine de preparare ale combinatelor Norilsk, Balhaş şi Altîn-Topkansk cu participarea a 28 mecanici de la 25 uzine de preparare, a 8 reprezentanţi ai institutelor ştiinţifice de cercetări şi de proiectări şi a 5 reprezentanţi de la uzinele constructoare de maşini.

Lucrările referitoare la perfecţionarea construcţiilor, respectiv ridicarea duratei de serviciu a accesoriilor, îmbunătăţirea deservirii, organizarea şi mecanizarea lucrărilor de reparaţie a utilajului s-au concretizat într-o serie de recomandări practice.

De exemplu pentru îmbunătăţirea funcţionării concasoarelor KKD-1 500, s-a indicat schimbarea actualului sistem de ungere prin introducerea a două pompe de ulei, montarea aparatelor de măsurare şi semnalizare, amenajarea unui palan electric cu cărucior cu capacitatea de ridicare de 3 tone etc.

La fel, pentru îmbunătăţirea construcţiei KMD-2 200 se indică înlocuirea bucşelor de bronz cu cele bimetalice şi altele.

Se arată eficienţa turnării armurii concasorului cu ciment aluminifer rapid în locul turnării cu zinc.

În ceea ce priveşte perfecţionarea maşinilor de flotaţie Mehanobr, se indică că pentru reglarea comodă a jocului de distanţă între stator şi impeller în locul îmbinării statorului cu corpul lagărelor să se prevadă şuruburi de reglare.

Relativ la mecanizarea lucrărilor de reparaţie şi acelor ajutătoare se recomandă:

— introducerea a o serie de dispozitive cu caracter de mică mecanizare pentru demontarea şi montarea elementelor preselor componente ale maşinilor pentru căptuşirea morilor, pentru centrarea mişcării benzilor de conveier şi prevenirea ruperilor longitudinale a benzilor etc.:

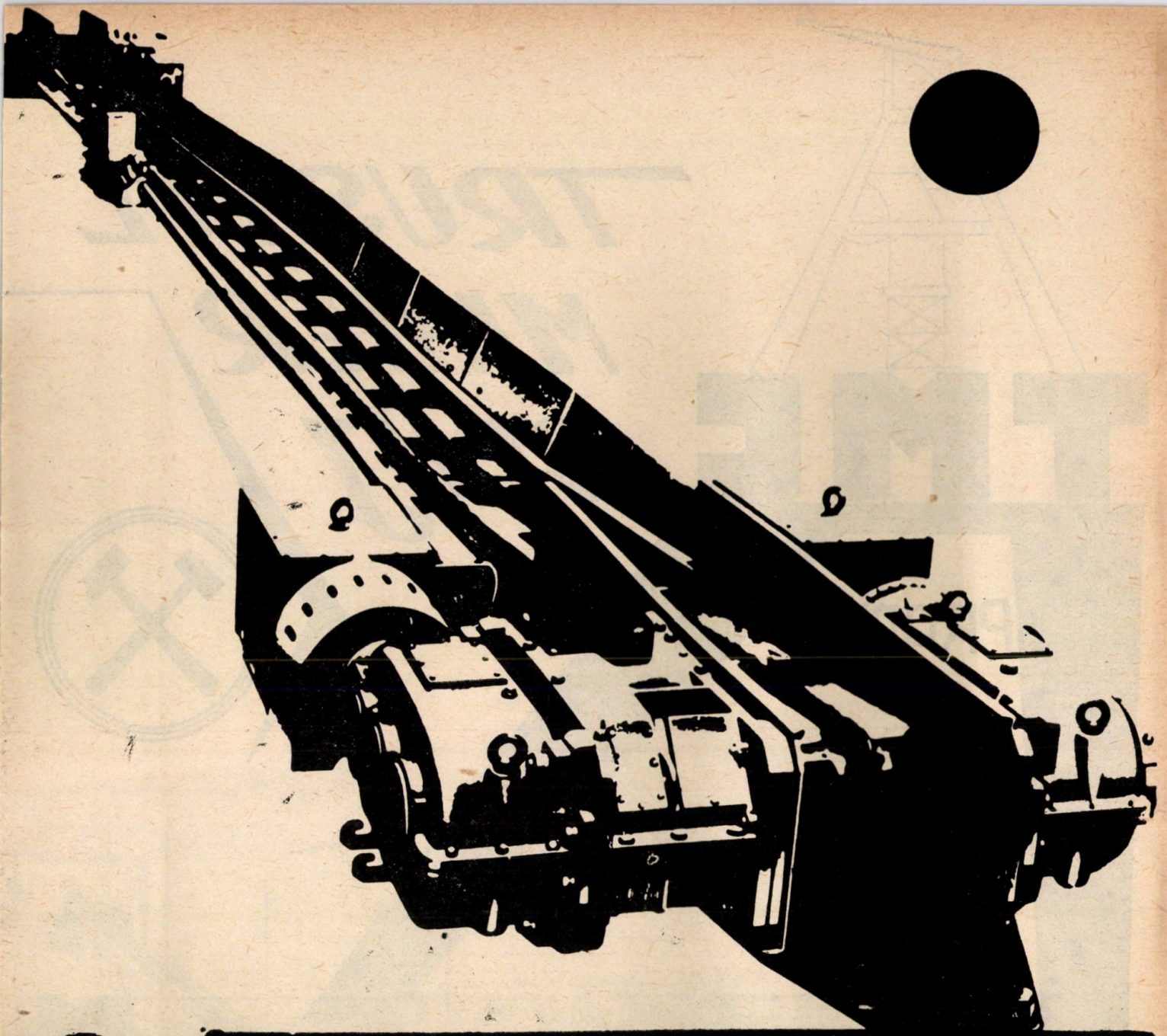
— folosirea cauciucului, electrocorundului pe bază de liant de bachelită, de asemenea a pietrei turnate pentru căptuşirea jgheaburilor, conductelor de pulpă, coturilor de la conducte şi altele.

Pentru organizarea exploatării raţionale a utilajului se recomandă ca în anii 1965—1966 tot echipamentul care reclamă alimentarea cu unsoare densă să fie trecut la sistemul de ungere centralizată.

Se mai indică şi alte îmbunătăţiri şi perfecţionări.

Realizarea propunerilor şi recomandărilor, elaborate pe baza studiului şi generalizării experienţa rezervelor de preparare, va permite să se reducă cheltuielile de exploatare şi să mărească productivitatea muncii.

OROSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883



centrozap

ÎNTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERŢUL EXTERIOR

Exportă:

- *Maşini, instalaţii şi utilaje pentru extracţia, transportul şi prepararea mecanică a cărbunelui şi a altor substanţe minerale utile.*
- **combine cu tamburi ;**
- **maşini pentru transportul cărbunelui ;**
- **instalaţii complete pentru hidromecanizarea transportului orizontal şi vertical în minele de cărbuni.**
- *Instalaţii pentru hidromecanizarea extracţiei cărbunelui ;*
- **instalaţii complete pentru extracţia cărbunelui ;**

Furnizează:

- **Echipamente miniere complete, maşini, utilaje şi instalaţii pentru rambleiere**

Katowice — Ligonia 7 — Polonia
Căsuţa Poştală : 825
Telefon : 51-34-01
Telegrame : CENTROZAP Katowice
Telex : 31—242

TRUSTUL MINIER CLUJ

TMC

PRODUCE

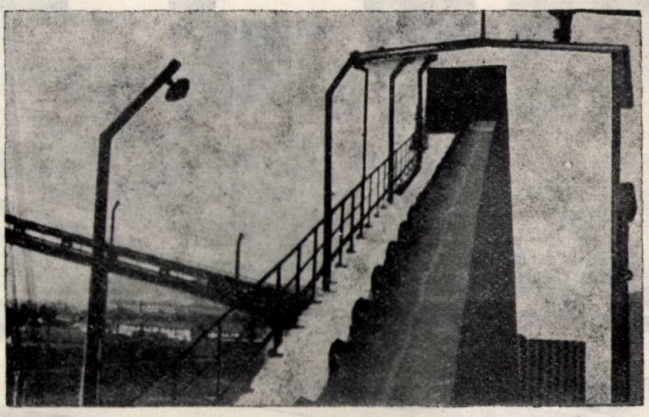
PENTRU TURNĂTORIILE DE FONTĂ, OȚEL ȘI BRONZ

nisipuri naturale de turnătorie
nisipuri spălate și clasate
bentonită liant pentru forme

PENTRU INDUSTRIA ELECTROCERAMICII ȘI A PORȚELANURILOR FINE

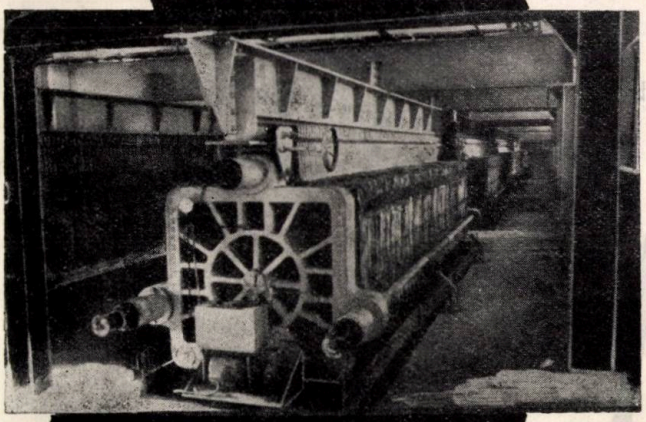
caolinuri selecționate
feldspat pentru ceramică fină
feldspat pentru glazuri

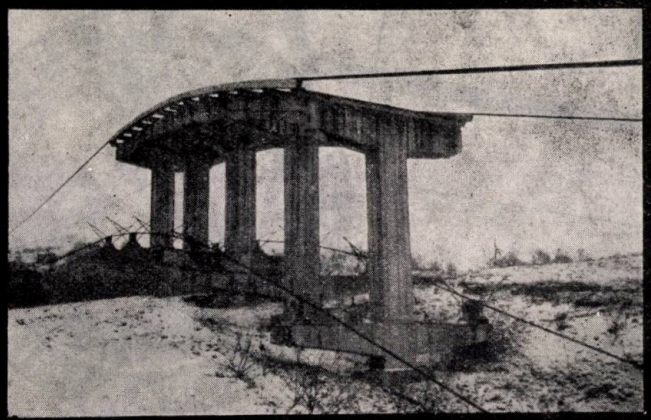
TCMC

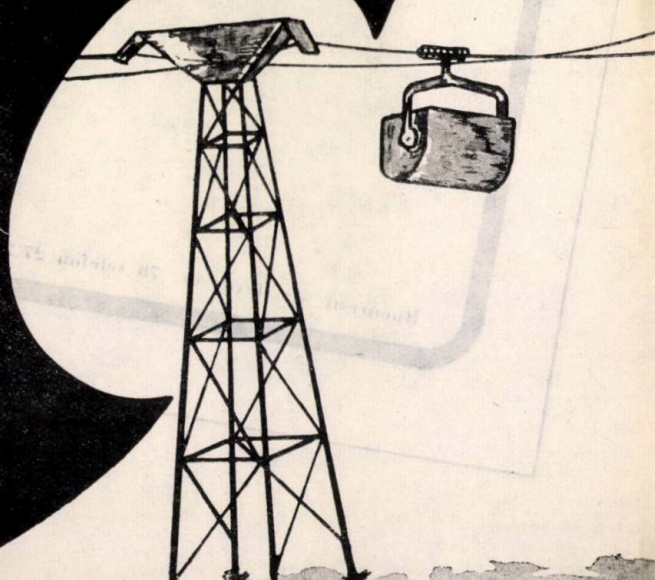


Execută prin unitățile sale

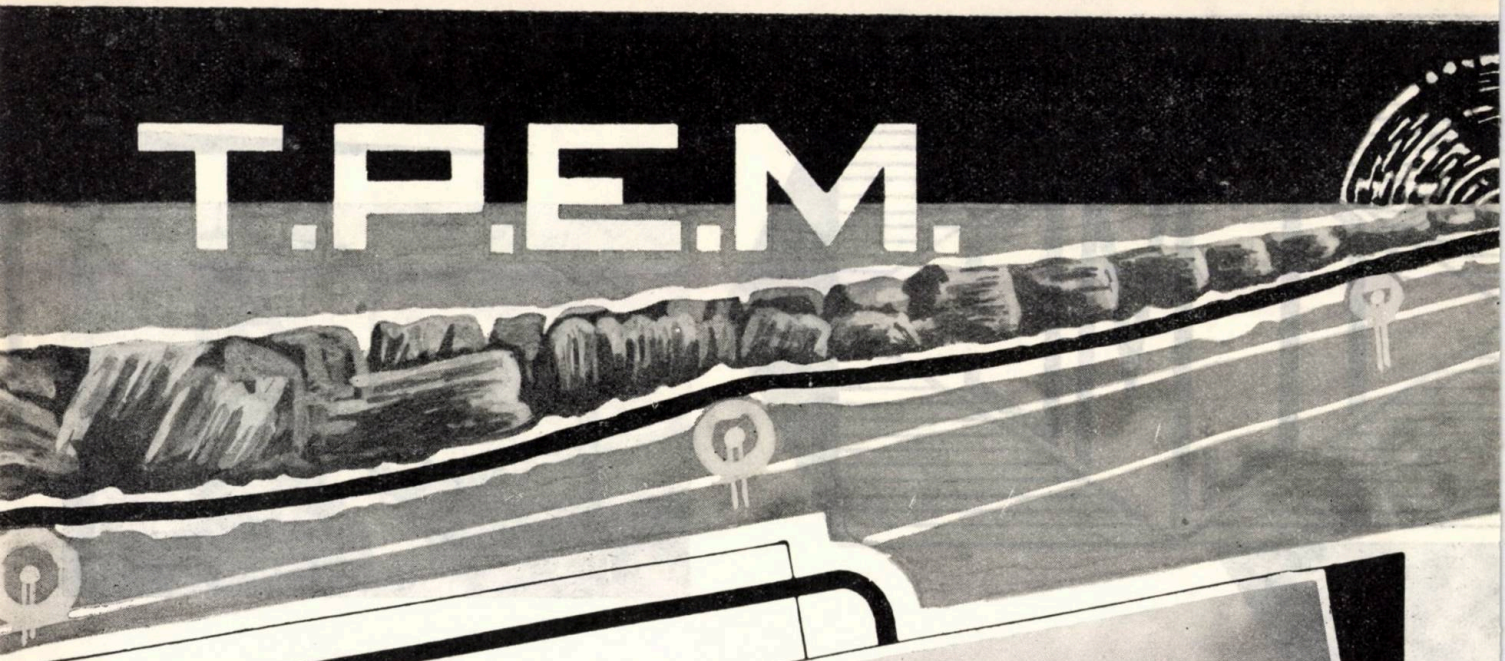
- preparații complexe
- turnuri de extracție
- drumuri, căi ferate, poduri
- alimentări cu apă
- construcții hidrotehnice
- funiculare
- construcții industriale și civile

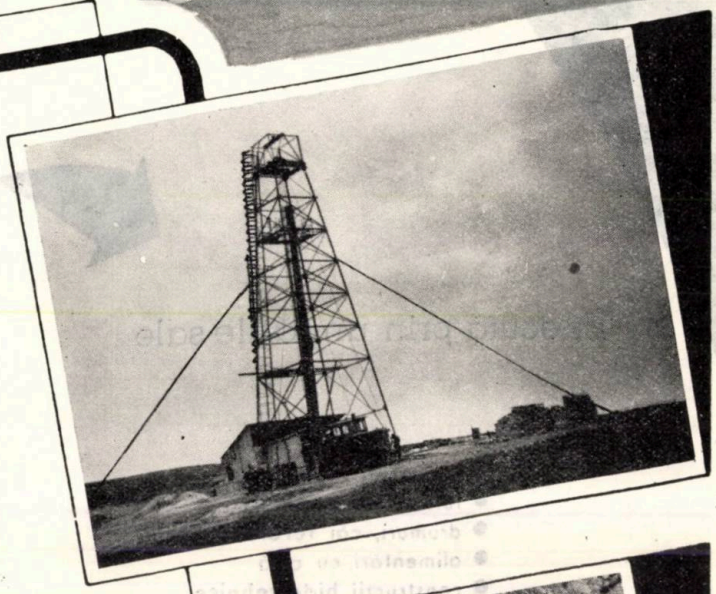






T.P.E.M.





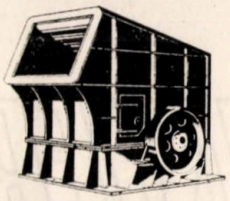
Execută :

- prospecțiuni geologice și geofizice
- ridicări topografice
- explorare prin foraje și lucrări miniere
- analize de laborator
- deschiderea zăcămintelor de substanțe minerale utile pentru :
  - minereuri neferoase : cupru, zinc, plumb, aur ;
  - minereuri de fier ;
  - minereuri nemetalifere : argile refractare, disten, feldspat, nisipuri metalurgice ;
  - săruri de potasiu ;
  - cărbuni cocsificabili și energetici

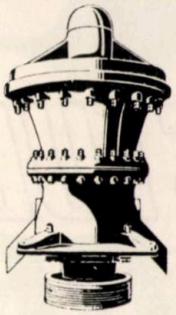
București, str. Izvor nr. 78 telefon 27.20.00

TRUSTUL DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

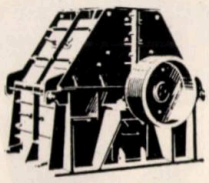
MŰSZAKI KÖNYVTÁRI DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883



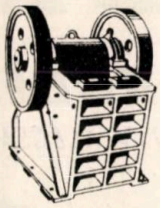
MORI CU PERCUŢIUNE.
BROYEURS A PERCUSSION
IMPACT CRUSHERS
PRALLMÜHLE



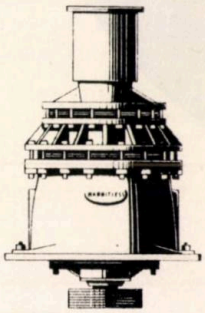
CONCASOARE GIRATORII PRIMARE.
CONCASSEURS GIRATOIRES PRIMAIRES
PRIMARY GYRATORY CRUSHERS
KREISEL-VORBRECHER



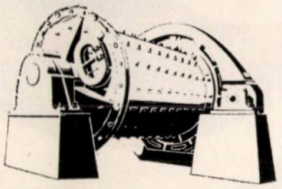
MORI CU CIOCANE.
BROYEURS A MARTEAUX.
HAMMER MILLS.
HAMMERMÜHLEN.



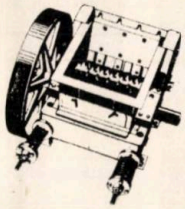
CONCASOARE CU FĂLCI.
CONCASSEURS A MACHOIRES.
JAW CRUSHERS.
BACKENBRECHER.



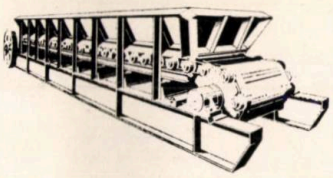
CONCASOARE GIRATORII SECUNDARE.
CONCASSEURS GIRATOIRES SECONDAIRES
SECONDARY GYRATORY CRUSHERS.
KREISEL-NACH-UND SPLITTBRECHER



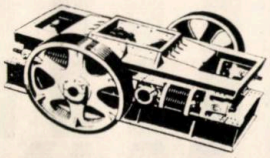
MORI CU BILE ŞI BARE.
BROYEURS A BOULETS ET A BARRES.
BALL AND ROD MILLS.
KUGEL- UND ROHRSTABMÜHLEN.



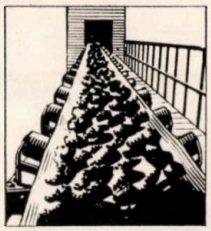
CONCASOARE CU UN VALŢ.
BROYEURS A CYLINDRE UNIQUE.
SINGLE ROLL CRUSHERS.
WALZEN-BACKENBRECHER.



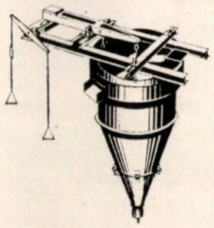
ALIMENTATORI DE ORICE TIP.
ALIMENTATEURS DE TOUS TYPES.
FEEDERS OF ALL TYPES.
AUFGEBER ALLER BAUARTEN.



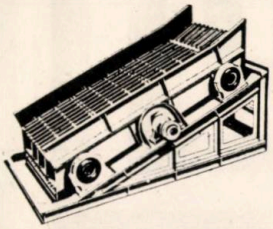
CONCASOARE CU DOUĂ VALŢURI.
BROYEURS A DEUX CYLINDRES.
DOUBLE ROLL CRUSHERS.
WALZENBRECHER.



TRANSPORTOARE CU BANDĂ.
CONVOYEURS A COURROIE.
BELT CONVEYORS.
TRANSPORTBÄNDER.

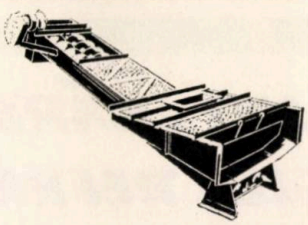


CONURI DE DECANTARE.
CONES DÉCANTEURS.
CONE DEWATERERS.
SANDRÜCKGEWINNUNGSKEGEL.



GRĂTARE VIBRATOARE DESCHISE ŞI ÎNCHISE.
CRIBLES-VIBRANTS OUVERTS ET FERMÉS
VIBRATING SCREENS (OPEN AND ENCLOSED TYPES).
VIBRATIONSSIEBE IN OFFENER UND GESCHLOSSENER AUSFÜHRUNG.

ELEVATOARE CU CUPE.
ÉLÉVATEURS A GODETS.
BUCKET ELEVATORS.
BECHERWERKE.



ŞURUBURI-MELCI DE DECANTARE.
VIS DÉCANTEUSES.
SCREW DEWATERERS.
SANDSCHNECKEN.

BABBITLESS
9, RUE BOISSY D'ANGLAS
PARIS 8e
TÉLÉPHONE : 265-81-00 +
265-58-63 +

764 - KEHL am RHEIN
Marktstrasse 6
Tél. (0 78 51) 28 20

LONDON
123, Victoria Street
S. W. I.
Tél. VICtoria 3412 / 6

MADRID 6
Conde de Peñalver 36
Tél. 276-92-92 · 276-93-52

CEREŢI DOCUMENTAREA NOASTRĂ N° BAB-10.

1965 DEC 2 0

TRUSTUL MINIER „ARDEALUL"

ORADEA
STR. V. ALECSANDRI Nr. 2

Stație sortare – însilozare

E.M. Voivozi

PRODUCE

LIGNIT, CĂRBUNE BRUN
ARGILĂ REFRACTARĂ, BAUXITĂ
BITUM NATURAL, NISIP BITUMINOS
ULEIURI POLARE

E 1433

REVISTA MINELOR

9

SEPTEMBRIE

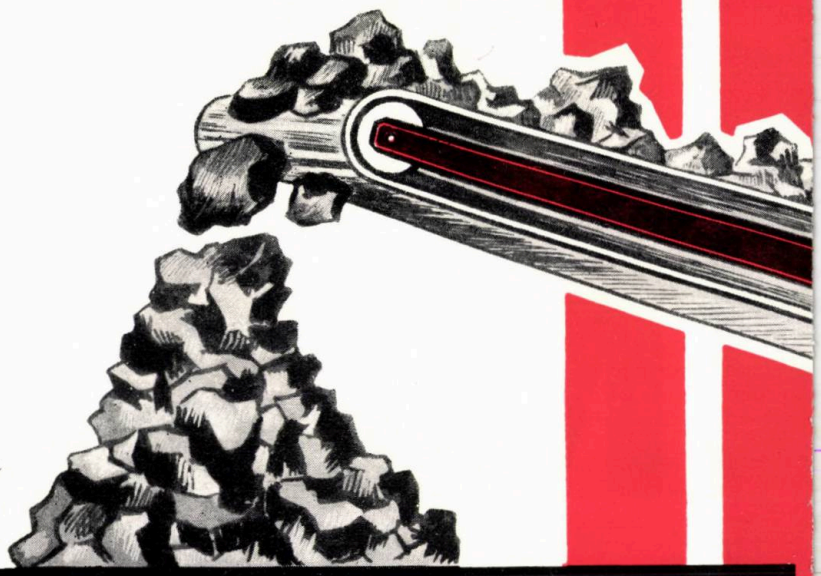
1965

BUCUREŞTI

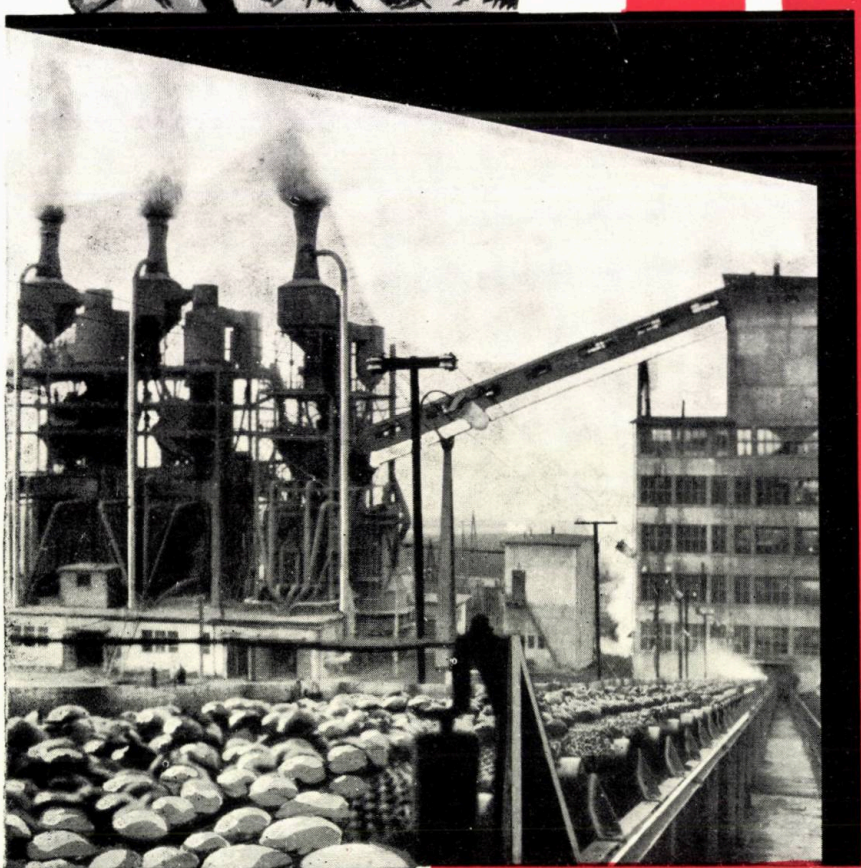
VOLUMUL XVI • PAGINA 361 — 400.

CĂPENI

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ



Lignit brut
1800 kcal/kg



Brichete
4400 kcal/kg

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL 16 Nr. 9 SEPTEMBRIE

CUPRINS

Radu, C. — **Indicii tehnico-economici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă la lucrările de prospecţiuni şi explorări** . . . . . 361—363

Gabrian, V. — **Imbunătăţirea evacuării minereului din abataj — sursă importantă de creştere a productivităţii muncii** . . 364—366

Singeorzan, V. — **Factorii care influenţează asupra micşorării rezistenţei la rupere a benzilor de transport şi determinarea coeficientului real de siguranţă** . . . . . 366—373

Focşa, I., Sat, S., Tomuş, I. şi Ileanu, I. — **Contribuţii la mărirea securităţii lucrărilor de împuşcare şi reducerea consumurilor specifice prin folosirea noilor tipuri de explozivi** . . . . . 373—375

Manea, A. şi Loy, T. — **Consideraţii privind protecţia împotriva electrocutării prin legarea la pământ a instalaţiilor electrice** . . . . . 376—384

N O T E

Magyary, A. şi Pătraşcu, P. — **Desprăfuirea ultrasonică a atmosferei miniere** . . 385—387

Popp, M., Rusu, T. şi Voronca, A. — **Orientarea polară a carotelor** . . . . . 387—389

Popescu, N. — **Studiul caracteristicilor elastice ale lemnului de mină printr-o metodă de încercare nedistructivă** 389—392

* * * — **Aspectele mineritului submarin** . . . . . 392—393

O B I E C T I V E N O I

* * * — **Uzina de preparare Teliuc** . . . . . 393—394

DIN ACTIVITATEA MINISTERULUI MINELOR

D O C U M E N T A R E

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BIRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. ing. HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei R.S.R.; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; conf. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPAŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 9 SEPTEMBRIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Раду К. *Технико-экономические показатели поисковых и разведочных работ в шестилетнем плане и в перспективе.*

Габриан В. *Улучшение доставки руды — источник роста производительности труда*

Излагаются возможности роста производительности труда путем улучшения доставки руды из выработанного пространства.

Сынжеорзан В. *Факты влияющие на прочность конвейерных лент и определение фактического коэффициента запаса их прочности.*

Представлены результаты исследования факторов уменьшающих прочность и длительность службы конвейерных лент, приводится расчет фактических коэффициентов запаса прочности этих лент.

Фокша И., Тат С., Томуш И и Иляну И. *Об увеличении безопасности взрывных работ и уменьшении удельных расходов путём применения новых типов ВВ.*

Приводится характеристика новых взрывобезопасных и устойчивых при высоких температурах ВВ и результаты полученные при их промышленных испытаниях.

Маня И. и Лой Т. *О предохранении от поражения током путем заземления горного электрообрудования.*

ЗАМЕТКИ

Магиари А. и Пэтрашку П. *Ультразвуковое обеспыливание рудничной атмосферы.*

Попп М., Русу Т. и Воронка Ал. *Полярное ориентирование кернов.*

Попеску Н. *Исследования эластичности крепежного леса без разрушения образцов.*

* * * *О подводной добыче полезных ископаемых*

НОВЫЕ ГОРНЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ

* * * *Обогатительная фабрика железных руд в Телюке*

ИЗ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ МИНИСТЕРСТВА

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Radu, C. *Technisch-ökonomische Kennziffern der Prospektier— und Explorationsarbeiten während der Periode des Sechsjahresplanes und dem Perspektivplan.*

Gabrian, V. *Verbesserung der Erzförderung aus dem Abbau : eine wichtige Möglichkeit der Leistungsteigerung.*

Es werden einige Möglichkeiten der Leistungssteigerung durch Verbesserung der Abförderung des Erzes aus den Abbauen dargelegt.

Sîngeorzan, V. *Beeinflussende Faktoren der Zerreissfestigkeit der Förderbänder und Bestimmung des realen Sicherheitskoeffizienten.*

Im Aufsatz werden die Forschungsergebnisse bezüglich der Bestimmung der Faktoren welche die Zerreissfestigkeit der Förderbänder und deren Dauerhaftigkeit vermindern, sowie auch die während das Betriebes gültigen realen Sicherheitskoeffizienten mitgeteilt.

Focşa, I., Tat, S., Tomuş, I. und Ileanu, I. *Beiträge zur Erhöhung der Sicherheit bei den Schiessarbeiten und zur Verminderung des Sprengstoffverbrauches, durch Verwendung neuer Sprengstoffarten.*

Es werden die charakteristischen Daten eines neuen schlagwettersicheren und eines thermoresistenten Sprengmittels, sowie auch die Ergebnisse der mit denselben untertage durchgeführten Versuche bekanntgegeben.

Manea, I. und Loy, T. *Betrachtungen bezüglich des Schutzes gegen elektrischen Schlag durch Erdung der elektrischen Grubeneinrichtungen.*

Der Verfasser hebt die Wirksamkeit des Schutzes gegen elektrischen Schlag durch Erdung der elektrischen Ausrüstung hervor und weist die Notwendigkeit der Verwendung von Ableitstromrelais nach, welche diesbezüglich als grundsätzliche Schutzgeräte anzusehn sind.
Das Problem wird im Rahmen des Aufsatzes im Wege eines originellen grapho-analytischen Verfahrens behandelt.

NOTIZEN :

Magyary, A. und Pătraşcu, P. *Entstaubung der Grubenwetter durch Überschallwellen.*

Popp, M., Rusu, T. und Voronca, A. *Polare Orientierung der Bohrkerne.*

Popescu, N. : *Untersuchung der elastischen Eigenschaften des Grubenholzes, im Wege eines Verfahrens bei welchem die Zerstörung der Struktur desselben vermieden wird.*

* * * *Aussichten des submarinen Bergbaues.*

NEUE OBJEKTIVE.

* * * *Die Erzaufbereitungsanlage von Teliuc.*

AUS DER TÄTIGKEIT DES MINISTERIUMS.

DOKUMENTIERUNG.

Geologie

Indicii tehnico-economici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă la lucrările de prospecţiuni şi explorări

Ing. C. RADU

Activitatea în domeniul cercetărilor geologice şi deschiderilor de mine noi în sectorul industriei miniere din ţara noastră, în cadrul planului de şase ani 1960—1965, ca urmare a Directivelor Congresului al IX-lea al P.C.R., a căpătat o dezvoltare multilaterală în vederea lărgirii continue a bazei de materii prime şi a valorificării la maximum a bogăţiilor subsolului ţării noastre.

Cercetările geologice pentru substanţe minerale solide, executate de către întreprinderile de prospecţiuni şi explorări miniere în această perioadă au asigurat lărgirea bazei de materii prime a exploatărilor miniere în continuă dezvoltare, concurînd totodată şi la ridicarea economică a multor regiuni ale ţării rămase în trecut în urmă.

Pentru executarea lucrărilor de cercetări geologice, întreprinderilor de prospecţiuni şi explorări miniere li s-au alocat importanta sumă de aproape un miliard şi jumătate lei, realizîndu-se peste un milion metri de foraj cu sondeze şi sonde, 285 000 m de galerii de diferite profile, 17 500 m suitori şi 1 000 m de puţuri.

Prin lucrările miniere şi de foraj au fost puse în evidenţă importante volume de rezerve de substanţe minerale utile ca: minereuri neferoase complexe, minereuri auro-argintifere, minereuri de fier, cărbuni, săruri de potasiu şi nemetalifere (argile refractare, mică, bentonită, nisipuri cuarţoase, feldspat, azbest, disten etc.), parte din ele fiind în prezent în exploatare.

Sectorul cărbune

Cercetările geologice pentru cărbuni s-au axat pe dezvoltarea bazei de rezerve la minele în exploatare şi determinarea de noi cîmpuri miniere.

Rezultate deosebite au fost obţinute în bazinul carbonifer Valea Jiului pentru cărbuni cocsificabili şi energetici, aducîndu-se o contribuţie însemnată la creşterea volumului de rezerve la exploatările: Petrila, Lonea, Lupeni, Vulcan, Aninoasa, totodată determinîndu-se noi cîmpuri carbonifere ca cele de la Livezeni, Bărbăteni, Uricani, Hobiceni I şi II, Cîmpul lui Neag şi Paroşeni, o parte din ele fiind în deschidere, pregătire şi chiar exploatare.

Cercetări geologice pentru ligniţi s-au efectuat în nord-vestul Transilvaniei, la Popeşti-Voevozi, Cuzap, Surduc etc. şi în Subcarpaţi la Doiceşti, Schitu-Goleşti, Şotînga, Rovinari etc. Prin lucrările hidrogeologice şi revizuirea documentaţiilor existente s-a clarificat situaţia rezervelor exploatărilor de cărbune brun şi lignit.

Echipele geologice care au lucrat în bazinul carbonifer din nord-vestul Transilvaniei au pus în evidenţă şi un volum important de rezerve de nisipuri bituminoase.

Sectorul metalifer

Minereuri de fier. Lucrări geologice pentru minereuri de fier au fost executate în Poiana Ruscă, la Ghelar şi Teliuc, la Ocna de Fier în Banat şi Lueta, Regiunea Mureş Autonomă Maghiară. S-a asigurat baza de rezerve a minei Lueta, iar în Poiana Ruscă, prin rezervele determinate, s-au pus bazele a două mine noi: Teliuc Est şi Ghelar Est.

Minereuri neferoase. La minereurile neferoase, prin lucrări de prospecţiuni şi explorări geologice, s-a pus în evidenţă un important volum de rezerve, asigurînd continua dezvoltare a minelor de neferoase care, în unele cazuri, şi-au mărit capacitatea de producţie de 2—4 ori faţă de perioada anterioară şesenalului. Au fost sporite rezervele cu 200% la categoria B şi C_1 şi cu peste 300% la categoria C_2 faţă de perioada anterioară.

Prin munca asiduă de cercetări geologice, echipele de geologi şi unităţile regionale de explorare, alături de exploatările miniere, au dezvoltat baza de rezerve la minele: Cavnic, Băiuţ, Nistru, Bălan, Deva, Baia Borşa. În această perioadă s-a dat în exploatare zăcămîntul Ilba şi noi zone la minele Nistru, Cavnic, Băiuţ, Ruşchiţa, Bălan, iar la sfîrşitul primului semestru al acestui an au intrat în

producție zăcămintele de la Leșul Ursului și Moldova Nouă.

Echipele de prospecțiuni au scos în evidență noi zone mineralizate, în special în bazinul minier Baia Mare, ca zona Cicîrlău și Valea Colbului—Ilba și în extindere de la Baia Sprie spre Cavnic.

De asemenea, în Carpații Orientali, la Baia Borșa, Leșul Ursului, Bălan au fost determinate noi zone de perspectivă, care în prezent sînt în plină exploatare.

Minereuri aurifere. Activitatea geologică pentru minereuri aurifere s-a desfășurat în bazinul minier Baia Mare și în Munții Apuseni. Rezervele determinate în perioada 1960—1965 au depășit cu 100% la categoria *B* și cu peste 600% la categoria C_1 și C_2 pe cele din perioada anterioară. Geologii din cadrul întreprinderilor de prospecțiuni și explorări au pus în evidență zăcămîntul Șuior, cel mai mare zăcămînt aurifer din ultimii zece ani din țara noastră, care a și fost dat în producție.

S-a întocmit pentru prima dată o hartă geologică completă a zăcămîntului aurifer de la Barza, cu o corelare a filoanelor de la suprafață și la fiecare orizont de exploatare.

Minereuri nemetalifere. În sectorul nemetalifer s-au efectuat lucrări geologice pentru evidențierea rezervelor de argilă refractară, bentonită, mică, disten, feldspat, talc, azbest, nisipuri cuarțoase și altele.

Rezultate foarte bune s-au obținut în lucrările de explorare pentru argilă refractară, în special în Pădurea Craiului la Suncuiuș, Damiș, Bratca și Roșia.

Echipa geologică care lucrează în Munții Lotrului a pus în evidență un zăcămînt important de rocă cu disten și, în continuare, efectuează cercetări geologice pentru spodumen, feldspat și mică.

În zona Aghireș lucrările de explorare au scos în evidență rezerve mari de nisipuri cuarțoase. În Banat, se desfășoară cu rezultate promițătoare lucrările de cercetări pentru talc și azbest.

La sărurile de potasiu în această perioadă au fost puse în evidență rezerve în zona Tazlău-Piatra Neamț.

În activitatea de construcții miniere, în perioada planului de șase ani, pentru întreprinderile de explorări miniere s-au alocat fonduri de circa 350 mil. lei pentru deschiderea de noi mine și alte lucrări speciale de construcție minieră.

A fost redeschisă și dată în exploatare, cu un volum sporit de rezerve, mina auriferă Valea Roșie, s-au deschis și dat în exploatare zăcămintele Șuior, Ilba și Dognecea; s-au executat lucrări de explorare de detaliu, deschideri și pregătiri la noile mine de neferoase Leșul Ursului și Moldova Nouă, care în acest an au intrat în producție. Într-o fază avansată se găsesc lucrările de deschidere a noilor mine de fier Teliuc Est și Ghelar Est. S-au executat forajele și s-a efectuat amorsarea puțurilor de sondă la Ocna Mureș și Ocnele Mari pentru exploatarea hidraulică a sării geme.

La Berevoești s-a săpat și zidit un puț prin zona de borchișuri cu ajutorul trusei tăietoare.

Pentru prima dată în țară sectorul de prospecțiuni și explorări miniere a pregătit la Godeni și Poienari, cu ajutorul forajelor, săparea celor două puțuri prin metoda congelării, montînd instalații frigotehnice de producție românească.

S-au executat sau sînt în curs de execuție lucrări miniere magistrale de lungimi mari ca:

— tunelul Leșul Ursului—Ostra în lungime de 6 100 m;

— tunelul Teliuc—Ghelar în lungime de 6 000 m, în curs de execuție, peste două treimi fiind săpat;

— tunelul Baia Sprie—Cavnic, în lungime de 9 000 m, din care s-au săpat peste 3 500 m.

În această perioadă de plan s-a înregistrat un progres continuu în direcția fundamentării științifice a lucrărilor de prospecțiune și explorare geologică. Aplicînd metodele clasice, cu unele îmbunătățiri prin aplicarea de procedee moderne științifice, s-au obținut rezultate bune ca:

— metoda de cartare litologică structurală a complexelor sedimentare-efuzive în bazinul Baia Mare, descoperindu-se noi filoane la Ilba-Cicîrlău, Șuior;

— studierea fenomenelor de alterare hidrotermală într-o serie de perimetre din Munții Apuseni și Baia Mare;

— extinderea metodelor geochimice de prospectare a dat rezultate bune la Șuior, Baia Borșa, Leșul Ursului, Bălan.

Pe scară mai largă s-a aplicat geofizica pentru lămurirea unor probleme structurale și depistarea de zone de perspectivă a mineralizației la Poiana Ruscă, bazinul Baia Mare, Bălan, Leșul Ursului.

Pentru creșterea preciziei și a randamentului lucrărilor de prospecțiuni geofizice s-a trecut la înlocuirea treptată a aparatelor-potențiometre cu aparate dotate cu compensatoare electronice.

Cu mult succes s-a efectuat carotajul geofizic în găurile de sondă din bazinul Văii Jiului pentru determinarea precisă a stratelor de cărbuni, atît sub aspect cantitativ, cît și calitativ.

Pentru activitatea de foraj cît și pentru cea minieră trustul a fost dotat cu importante fonduri de investiții pentru utilaje.

În activitatea de foraj s-a realizat în planul de șase ani un volum de circa un milion metri de găuri de sonde, ceea ce reprezintă de cinci ori mai mult decît în planul cincinal 1955—1959, obținîndu-se și o creștere a vitezei de foraj cu

37%. Prin aplicarea forajului cu carotiere duble cu tub staţionar şi coroane cu diamante s-a obţinut o creştere a recuperajului în zone de roci friabile (de exemplu cristalinul din Carpaţii Orientali) de la 30—40% la 90—100%, iar viteza de foraj a crescut de la 80—100 m pe lună şi instalaţie, prin folosirea coroanelor armate cu aliaje dure sau alice, la 240—250 m pe instalaţie şi lună, adică de aproape trei ori.

Parcul de sondeze a fost îmbogăţit cu sondeze noi, moderne, de diferite adîncimi, obţinîndu-se rezultate tehnico-economice tot mai bune şi o eficienţă mai mare a cercetărilor geologice, în special prin extinderea forajului în subteran.

În sectorul minier şantierele au fost dotate cu mijloace moderne de lucru. Pentru lucrările de perforare au fost introduse perforatoare cu înaltă frecvenţă, iar la lucrările de lung metraj s-au mecanizat operaţiile de încărcare şi transport.

S-au realizat creşteri de viteze de înaintare : în galerii de 43%, iar la săparea suitorilor de 30%.

Lucrările miniere magistrale au fost dotate cu maşini moderne ca : perforatoare cu înaltă frecvenţă, perforatoare rotopercutante etc.

La susţinerea lucrărilor miniere s-a trecut treptat la înlocuirea lemnului cu armături metalice şi prefabricate din beton.

S-au procurat aparate şi maşini moderne pentru susţinerea ancorată şi prin beton torcretat.

Cu succes s-au efectuat lucrările de impermeabilizare la puţul de extracţie Tazlău, după procedee şi reţetă cu amestec de bentonită, preconizate de către inginerii din cadrul întreprinderilor de prospecţiuni şi explorări.

În perioada planului de şase ani productivitatea muncii a crescut cu 65% faţă de planul cincinal anterior, obţinîndu-se beneficii peste plan în valoare de 26 mil. lei.

Activitatea de cercetări geologice, prin grija partidului şi guvernului, a căpătat o dezvoltare continuă şi multilaterală.

În cadrul Directivelor Congresului al IX-lea al P.C.R. cu privire la dezvoltarea economiei naţionale pe perioada 1966—1970 pentru sectorul minereuri şi cărbune, întreprinderilor de prospecţiuni şi explorări miniere le revine sarcina de a mări rezervele industriale ale minelor în exploatare pentru fier şi cărbune, iar pentru minereuri neferoase şi nemetalifere—determinarea de noi rezerve de substanţă minerală utilă în extinderea actualelor exploatări miniere şi în zone noi.

Pe linia fundamentării ştiinţifice a lucrărilor de prospecţiuni şi explorări geologice se vor întocmi proiecte pe termen de 3—5 ani şi studii de etapă.

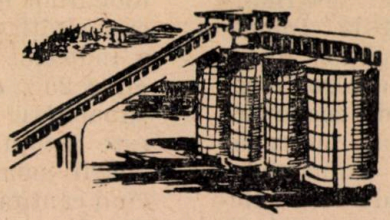
În sectorul carbonifer un accent deosebit se va pune pe explorarea în continuare a bazinului Văii Jiului, pentru cărbuni cocsificabili şi energetici.

De asemenea, se vor intensifica lucrările de explorare în bazinul carbonifer al Olteniei pentru mărirea rezervelor industriale de lignit.

În sectorul minereurilor neferoase un accent deosebit se va pune pe explorarea în extindere a zăcămintelor din bazinul minier Baia Mare şi a celor din Carpaţii Orientali.

Sarcini importante vor reveni sectorului roci şi nemetalifere (argilă refractară şi ordinară, nisipuri, talc, bentonită, felspaţi, cuarţ etc.), pentru determinarea de noi rezerve. Vor trebui să fie rezolvate o serie de probleme, atît în ceea ce priveşte cercetarea geologică, cît şi corelarea lor cu exploatarea şi cercetările de preparare.

Pe linie de execuţie a lucrărilor se prevăd următoarele măsuri : extinderea forajului cu diamante ; introducerea unor sondeze modernizate, uşoare, cu capacitatea de foraj între 100 şi 200 m ; concentrarea lucrărilor miniere pentru asigurarea unei organizări mai bune a lucrului ; dotarea cu utilaje şi aplicarea unor tehnologii perfecţionate la lucrările miniere adaptate pentru specificul obiectivelor în explorare.



Tehnica minieră

Îmbunătățirea evacuării minereului din abataj — sursă importantă de creștere a productivității muncii

Ing. V. GABRIAN

Experimentarea și extinderea metodelor de exploatare de înaltă productivitate a muncii în abataje a format, în ultimul timp, o preocupare deosebită a specialiștilor din industria minieră. Astfel, în cadrul Trustului minier Baia Mare din anul 1958 a început experimentarea următoarelor metode de exploatare la filoane sau porțiuni de filon a căror grosime depășește 5 m :

— metoda de exploatare cu înmagazinare ;

— metoda de exploatare cu galerii în subetaje ;

— metoda de exploatare combinată cu pilieri de siguranță temporari etc.

La E.M. Ghelar s-au experimentat începînd din anul 1961 metoda de exploatare cu galerii în subetaje, apoi metoda cu înmagazinare și cea combinată. Aplicarea metodelor noi de exploatare în acest caz, în intervalul august-octombrie 1962, a permis realizarea unei productivități în abataje de :

— circa 8,1 tone/post la metoda cu galerii în subetaje ;

— circa 18 tone/post la metoda cu înmagazinare.

Productivitatea care s-a realizat în aceeași perioadă de timp la abataje folosind metoda veche — cu fîșii orizontale și rambleiere — a fost de numai 2,95 tone/post.

Perfecționarea forajului cu găuri de mină medii și mai ales lungi a permis mărirea eficienței de exploatare a zăcămintelor metalifere. Totodată însă, evoluția procedeului de executare a găurilor de mină a avut repercusiuni și asupra formei de pregătire a panoului. Blocurile mari, rezultate în urma împușcării găurilor de mină lungi, creau mari greutăți în faza de evacuare, iar uneori operația de golire a minereului devenea chiar imposibilă, fapt care determina pierderi de substanță minerală utilă. Împușcarea continuă a „minereului agățat" ducea la distrugerea gurilor de rostogol a căror reparare necesita un mare consum de manoperă și materiale. Neajunsurile enumerate au impus căutarea altor soluții de evacuare a minereului din abataje ca, de exemplu, introducerea galeriilor colectoare și transportul minereului cu screpere.

Acest mod de golire a abatajelor a simplificat operația respectivă, cu toate că reclama cîteodată manipularea dublă a minereului.

Tendința de creștere continuă a producției și progresul realizat în operația de perforare a găurilor de mină (trecerea de la găuri medii la găuri lungi) au impus noi perfecționări.

Așa a apărut o altă formă de evacuare la care se introduce orizontul de sfărîmare secundară a blocurilor mari de minereu excavat, al căror volum, în cazul aplicării metodelor de exploatare cu productivitate mare, poate fi apreciabil.

Această metodă prezintă avantajul scurgerii minereului prin forța gravitațională proprie, dar prezintă o serie de dezavantaje dintre care :

— construcții subterane complicate și costisitoare ;

— securitate redusă în camerele de sfărîmare secundară ;

— rezistența slăbită a pilierului de siguranță a orizontului principal de transport ;

— în cazul durității ridicate a minereului productivitatea muncii la orizontul de sfărîmare secundară este redusă.

Operația de sfărîmare secundară și evacuarea minereului din spațiul de abataj reclamă un volum mare de muncă care reprezintă o proporție de circa 30% din totalitatea consumului de manoperă la lucrările din abataj. De asemenea operația respectivă influențează în mod direct intensitatea exploatării.

Cercetările efectuate au arătat că mărirea capacității screperului nu este însoțită, în cazul producerii de minereu în blocuri mari, de o creștere esențială a productivității muncii la evacuare. În același timp însă, cînd procentul blocurilor mari de minereu este redus, mărirea capacității screperului duce la o sporire esențială a indicelui respectiv. Astfel, la o cantitate de circa 25% de blocuri mari de minereu, mărirea capacității screperului de la 0,3 la 3,0 tone este însoțită de creșterea productivității evacuării numai de două ori. Pe de altă parte, cînd cantitatea blocurilor mari reprezintă numai 5% din masa totală din minereu atunci aceeași înlocuire de capacitate la screpere duce la o

creştere a productivităţii de evacuare pe schimb de la 70—80 tone pînă la 300—350 tone/schimb, adică o creştere de 4—5 ori [1].

Avînd în vedere aceste dezavantaje se prevăd în perspectivă schimbări esenţiale privind evacuarea minereului. Astfel, în industria minieră metaliferă liniile principale de dezvoltare ale progresului tehnic în domeniul respectiv sînt :

— perfecţionarea în continuare a metodelor de exploatare în scopul reducerii volumului specific al lucrărilor de pregătire şi de compartimentare care reclamă un volum mare de muncă grea ;

— îmbunătăţirea gradului de sfărîmare a minereului la excavare, prin trecerea la găurile de mină cu diametrul micşorat, folosirea unor explozivi mai puternici şi aplicarea procedeului de împuşcare cu microîntîrziere cu intervale optime de întîrziere ;

— cercetarea soluţiilor tehnice care să asigure o evacuare continuă a minereului din abataje prin înlocuirea treptată a unor utilaje vechi (screpere) cu utilaje noi, moderne, ca cele autopropulsate şi prin îmbunătăţirea construcţiei dispozitivului de evacuare [2].

Influenţa esenţială asupra reuşitei operaţiei de evacuare a minereului o exercită modul în care se execută gurile de rostogol. Cercetarea acestei probleme pe modele mari (scara 1 : 5), a permis să se stabilească cu exactitate condiţiile optime de scurgere. Astfel, o scurgere liberă lipsită de agăţări se produce atunci cînd raportul dintre dimensiunile liniare ale gurilor de evacuare şi ale dimensiunilor bucăţilor din masa de minereu depăşeşte 4,7 ; la reducerea acestui raport pînă la 3,5 şi mai jos, numărul de agăţări se măreşte în mod brusc. Cu această ocazie s-a demonstrat că înlocuirea peretelui frontal vertical al rostogolului cu un perete înclinat, sub un unghi de 70—75% faţă de orizontală, îmbunătăţeşte condiţiile de evacuare [1].

Folosirea în locul screperelor a agregatelor autopropulsate pe panouri sau pe şenile, aşa cum arată literatura de specialitate, duce la creşterea esenţială a productivităţii muncii.

Aceste agregate vor putea fi folosite în cazul aplicării metodelor de exploatare cu galerii în subetaje, iar cele cu screpere — în etaje (inclusiv cea cu surpare dirijată).

Orientările expuse se referă mai mult sau aproape exclusiv la exploatarea zăcămintelor de minereuri a căror grosime medie depăşeşte 4—5 m.

Pentru zăcăminte cu grosime mai mică, pregătirea panourilor pentru evacuarea minereurilor din abataje se realizează în două alternative :

— cu lăsarea pilierului de siguranţă ;

— fără lăsarea acestui pilier.

Alegerea alternativei respective este în funcţie de grosimea zăcămîntului, stabilitatea minereului şi a rocilor înconjurătoare şi a conţinutului în elemente utile a minereului din pilieri.

În cazul unui minereu mărunt, eficienţa evacuării depinde aproape în întregime de distanţa dintre aceste guri şi de predispoziţia minereului spre cimentare.

La o amplasare obişnuită a gurilor de rostogol (distanţă 5—6 m) consumul de manoperă atinge deseori nivelul consumului de manoperă necesar pentru excavarea minereului, adică 40—45% din totalul consumului de manoperă aferent lucrărilor respective din abataj.

Cercetările efectuate au arătat că la o distanţă dintre gurile de rostogol de 6 m se produce, în decursul evacuării minereului, o tasare neuniformă în interiorul magazinului, datorită căruia este necesară o nivelare a minereului în abataje în vederea pregătirii cerimii pentru începerea executării găurilor de mină, nivelare care necesită un consum mare de manoperă.

La o înţepenire (agăţare) a minereului în unul din rostogoluri se formează în interiorul magazinului spaţii mari în care minereul rămîne fără mişcare şi care se tasează destul de repede. Aceasta duce la agăţarea minereului, formarea bolţilor şi a golurilor în interiorul magazinelor fapt care îngreuiază şi complică foarte mult tehnologia evacuării şi scade securitatea muncii în abatajele respective.

Lichidarea agăţărilor de minereu este însoţită de consum suplimentar de manoperă în abataje şi deseori duce la opriri îndelungate a lucrărilor în panou.

Pentru evitarea acestor neajunsuri s-a experimentat micşorarea distanţei dintre gurile de rostogol de la 5—6 m la 1,5—2 m, ceea ce a permis ca evacuarea minereului să se facă mai uniform, deşi nu s-a putut evita în întregime formarea unor goluri în abataj şi deci consum suplimentar de muncă necesar pentru nivelarea minereului înmagazinat.

Consumul de manoperă necesară fazei de evacuare a minereului în varianta cu gurile de rostogol apropiate se reduce de peste trei ori în comparaţie cu evacuarea minereului din gurile de rostogol aşezate la distanţa de 6 m între ele.

În cazul înţepenirii minereului şi a opririi temporare a evacuării lui dintr-o gură de rostogol, aceasta nu poate cauza o influenţă importantă asupra întregului proces de evacuare, deoarece evacuarea minereului din gurile apropiate asigură pe deplin tasarea uniformă a masei excavate.

Cheltuielile suplimentare cerute de construirea unui număr suplimentar de guri de rostogol, la aşezarea lor apropiată, se recuperează de cîteva ori prin reducerea masivă a consumului de manoperă necesară efectuării acestei operaţii.

În prezent, în majoritatea minelor noastre îmbunătățirea operației de evacuare a minereului prezintă o sursă importantă de creștere a productivității muncii.

Sporul de productivitate poate fi realizat prin alegerea justă a modului de pregătire a panoului în funcție de condițiile locale de zăcămînt și de metoda de exploatare aplicată.

Astfel, la E.M. Ghelar productivitatea muncii la operația de evacuare, care este în prezent de 7—15 tone/post, poate fi simțitor îmbunătățită în cazul aplicării noilor metode de pregătire. Productivitatea evacuării va putea crește și mai mult prin folosirea mașinilor autopropulsate.

În cazul zăcămintelor de grosimi mici (sub 4 m) și care se pretează a fi exploatate prin metode cu înmagazinare, reducerea distanței dintre gurile de evacuare a minereului de la 5—6 m la 1,5—2 m, va duce la sporirea de circa trei ori a productivității muncii la evacuarea minereului.

BIBLIOGRAFIE

[1] *** *Știința minieră sovietică (1917—1957).* Ugletehizdat, 1957.

[2] *** *Dezvoltarea minelor metalurgiei neferoase din R.S.S. Cazahă.* Referat prezentat la consfătuirea CAER, București, 1962.

[3] * * * Revue de l'industrie minerale. Număr special, 1960/1961.

[4] Vorici, M. S. *Osnovnîie napravlenia razvitia dobîci i obogașcenia rud.* Gornîi Jurnal, nr. 2, 1962.

[5] Podkovîrkin, A. I. și Eulikov, S. V. *Nekotorîie usoverșenstvovania tehnologhii ocistnoi vtemki pri razrabotke jilnîh mestoro jdenii Primoria.* Referat prezentat la consfătuirea CAER, București, 1962.

MECANIZARE

Factorii care influențează asupra micșorării rezistenței la rupere a benzilor de transport și determinarea coeficientului real de siguranță

Ing. V. SÎNGEORZAN
candidat în științe tehnice

Benzile de transport au un domeniu larg de folosire în industria minieră : pentru transportul sterilului și al substanțelor minerale utile în lucrări la zi și în subteran, la uzinele de preparare și în cariere.

Costul benzii reprezintă mai bine de jumătate din costul întregii instalații de transport și este unul din factorii principali care limitează domeniul de folosire și eficacitatea transportului cu bandă în industria minieră.

Cota parte ridicată ce revine cheltuielilor de amortizare a benzii de transport se explică prin costul mare de fabricație și prin durata redusă de funcționare a acesteia. Cercetările făcute au arătat că durata medie de funcționare a benzilor de transport în industria minieră este de 10—15 luni, iar uneori și mai scurtă, deci de cîteva ori mai mică decît durata de funcționare a părții mecanice și a aparaturii electrice a instalației de transport.

Datorită rezistenței la rupere relativ mici a inserțiilor de bumbac (pînă la 60—80 kg/cm inserție), tendințelor mereu crescînde de mărire a distanței de transport cu un singur cap de acționare, precum și măririi capacității de transport în unitatea de timp, numărul inserțiilor precum și lățimea benzilor variază în limite destul de largi.

În cazul transportoarelor cu bandă și a calculului tehnico-economic a acestui tip de transportor, foarte importantă este alegerea corectă a benzii și cunoașterea coeficientului real de siguranță pe care îl asigură aceasta în timpul funcționării transportului.

Practica și cercetările întreprinse au arătat că deși benzile de acest gen se aleg din punctul de vedere al numărului de inserții cu un coeficient de siguranță foarte mare, de 9 ÷ 12 — rar întîlnit în tehnica modernă —, totuși ele au o durată de funcționare destul de redusă, iar coeficientul de siguranță real cu care lucrează banda în timpul funcționării transportorului are o valoare mult mai mică decît a coeficientului de siguranță nominal.

Acest lucru se datorește faptului că în procesul de funcționare a transportorului, în inserțiile benzii apar o serie de eforturi cu mărimi diferite, iar banda este supusă unei stări de tensiune compusă.

Cunoașterea acestor eforturi ca mărime, caracter și frecvență, precum și a celorlalți factori care influențează asupra micșorării rezistenței la rupere a benzilor, are o mare importanță practică, dîndu-ne posibilitatea alegerii corecte a acestora din punctul de vedere al numărului de inserții și a cunoașterii coeficientului real de siguranță cu care lucrează banda, oferind deci posibilitatea de mărire a siguranței în funcționarea transportorului și reducerea avariilor.

Cercetările făcute de autor în acest domeniu au arătat că forța reală de rupere (prin simplă întindere) a benzilor de transport cu mai multe inserții este mai mică decît suma aritmetică a forței de rupere a tuturor inserțiilor luate în parte, datorită a doi factori principali — neuniformei repartizări a eforturilor de întindere între inserții și neuniformei repartizări a acestora pe lățimea benzii.

În acest caz forța reală de rupere a benzii (prin simplă întindere) poate fi determinată cu relația :

$$F_{rb} = \sigma_r \cdot B \cdot i \cdot K_1 \cdot K_2, \text{ kg}, \qquad (1)$$

în care :

$K_1 < 1$ — coeficient de micșorare a rezistenței la rupere a benzii datorită neuniformei repartizări a eforturilor de întindere între inserții ;

$K_2 < 1$ — coeficient de micșorare a rezistenței la rupere a benzii datorită neuniformei repartizări a eforturilor de întindere pe lățimea benzii.

Repartizarea neuniformă a eforturilor de întindere între inserțiile benzii depinde de mai mulți factori [1], datorită cărora, sub acțiunea forței de întindere, unele inserții se rup înainte ca celelalte să atingă limita rezistenței la rupere.

Prelucrarea datelor experimentale a arătat că coeficientul de micșorare a rezistenței la rupere a benzilor, datorită neuniformei repartizări a eforturilor de întindere între inserții (K_1) pentru asemenea benzi, poate fi determinat cu următoarea formulă empirică :

$$K = 1 - 0{,}025 \sqrt{i\,(i+3)}. \qquad (2)$$

(Formula este valabilă pentru benzi cu 2—15 inserții).

Din formula (2) se vede că pierderea relativă de rezistență la rupere a benzilor formate din mai multe inserții depinde de numărul acestora și crește cu mărirea lui i.

Cercetările experimentale au arătat că dacă pentru benzile cu trei inserții această pierdere reprezintă numai 10% din suma rezistențelor la rupere a tuturor inserțiilor luate în parte, pentru benzi cu 15 inserții pierderea poate ajunge pînă la 40%.

În figura 1 este reprezentată variația forței de rupere (prin întindere simplă) a unei benzi cu rezistența de rupere σ_r kg/cm de inserție

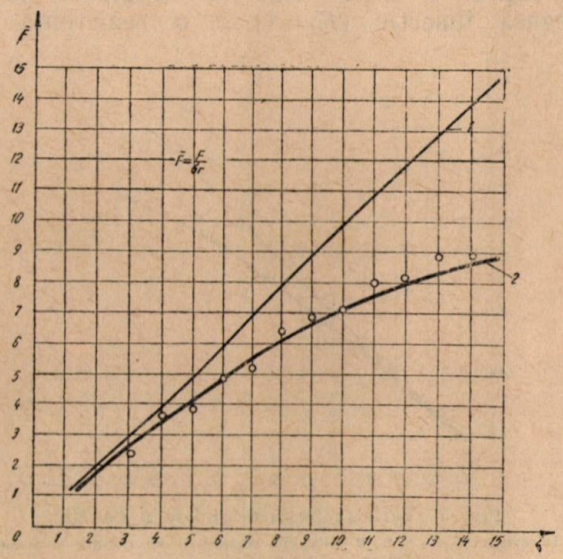


Fig. 1. Variația forței de rupere a benzii :
1 — în cazul cînd $K_1 = 1$; 2 — datorită repartizării neuniforme a eforturilor de întindere între inserții — $K_1 < 1$.

și lățimea de 1 cm, în funcție de numărul de inserții.

Din figură se vede că în principiu este rentabilă trecerea la construcții de benzi cu un număr cît mai mic de inserții prin mărirea rezistenței de rupere a materialelor folosite la fabricarea acestora.

Repartizarea neuniformă a eforturilor de întindere pe lățimea benzii poate fi cauzată de o serie de factori constructivi și de exploatare.

Cercetările experimentale făcute de autor au arătat că printr-o îmbinare corectă a capetelor benzii (respectarea axialității benzii) și respectarea paralelismului între axele tobelor de acționare și întindere, partea de mijloc (pe lățime) a benzii preia eforturi mai mari decît marginile.

Acest fenomen se poate explica astfel : materialul din care sînt fabricate inserțiile benzii face parte din grupa materialelor la care mărimea absolută a raportului între deformațiile relative transversale și deformațiile relative longitudinale nu este identică în toate direcțiile, crescînd pe măsura apropierii de la margini spre mijlocul lățimii benzii. Datorită acestui fenomen firele urzelii de la marginile inserțiilor, la aceeași forță de întindere, se vor alungi mai mult decît firele dinspre mijlocul lățimii acestora.

Prelucrarea datelor experimentale a arătat că coeficientul de micșorare a rezistenței, datorită acestui factor (K_2), poate fi determinat cu următoarea formulă empirică :

$$K_2 = 1 - 0{,}1 \cdot B. \qquad (3)$$

Formula este valabilă pentru benzi cu o lăţime de pînă la 2 500 mm, în care :

B este lăţimea benzii, m.

În figura 2 este reprezentată variaţia forţei de rupere a unei benzi de transport cu o singură inserţie ($K_1=1$) şi o rezistenţă la

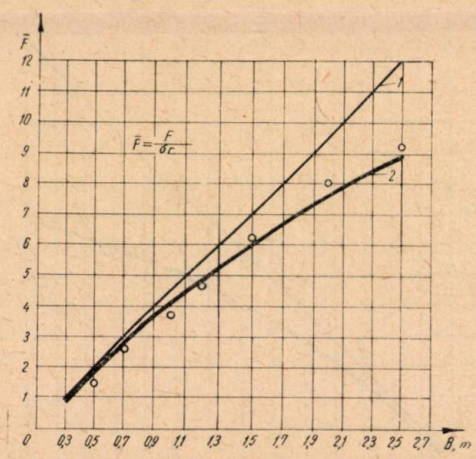


Fig. 2. Variaţia forţei de rupere a benzii :
1 — în cazul cînd $K_2 = 2$; 2 — datorită repartizării neuniforme a eforturilor de întindere pe lăţimea benzii — $K_2 = 1$.

rupere σ_r kg/cm de inserţie, în funcţie de lăţimea ei.

Cercetările efectuate de autor au arătat că pierderile de rezistenţă a benzilor de transport, cu mai multe inserţii, datorită acestor doi factori trebuie neapărat luate în considerare în calculul de rezistenţă şi de determinare a coeficientului de siguranţă real al acestora.

În timpul funcţionării transportorului, în afara eforturilor de întindere — care sînt principale şi acţionează permanent — în bandă mai apar şi o serie de eforturi suplimentare ca mărime, loc de aplicare şi caracter variabil.

În perioada de pornire a transportorului, în bandă apare o tensiune suplimentară, determinată de un număr mare de factori (mărimea acceleraţiei de pornire, gradul de încărcare a transportorului, excentricitatea tobelor de acţionare şi întindere etc.) şi, de aceea, pînă în prezent nu s-a găsit o metodă analitică de calcul care să permită determinarea acesteia în funcţie de toţi factorii care o determină. Privind însă puţin mai simplificat acest proces, se poate considera că tensiunea maximă apărută în bandă în perioada de pornire a transportorului se compune din tensiunea statică, determinată de rezistenţele statice de mişcare, şi tensiunea dinamică, produsă de demarajul maselor în mişcare ale transportorului, adică :

$$S_{max.p} = S_{max.s} + S_{din.p}, \text{ kg}, \qquad (4)$$

în care :

$S_{max.p}$ este tensiunea maximă apărută în bandă în perioada de pornire a transportorului, kg ;

$S_{max.s}$ — tensiunea statică maximă din bandă, kg ;

$S_{din.p}$ — tensiunea dinamică maximă din bandă, care acţionează în perioada de pornire a transportorului, kg.

Pentru calculele practice tensiunea dinamică poate fi determinată cu relaţia :

$$S_{din.p} = K_0 \cdot m \cdot a, \text{ kg}, \qquad (5)$$

în care :

K_0 este coeficientul care depinde de tipul transportorului şi încărcătura acestuia şi este cuprins între 0,6 şi 1 ;

m — masa pieselor în mişcare ale transportorului, inclusiv banda şi materialul de pe ea, kg·s²/m ;

a — acceleraţia de pornire, m/s².

Experimentările au arătat că la pornirea transportoarelor fără cuplaj hidraulic, mărimea acceleraţiei de pornire a este aproape constantă şi poate fi determinată cu relaţia :

$$a = \frac{v}{t_{porn.}}, \text{ m/s}^2, \qquad (6)$$

în care :

v este viteza transportorului, m/s ;

t_{porn} — timpul de pornire a transportorului, s.

Valoarea minimă a coeficientului K_0 se ia în cazul transportoarelor dotate cu sisteme de intindere rigide şi pornirea în gol, iar valoarea maximă — în cazul transportoarelor dotate cu sisteme de întindere cu greutate sau automate cu greutate, montate la capul de întindere a transportorului şi pornirea în plin.

După părerea unor autori [2], [3], la trecerea benzii peste tobele de acţionare şi întindere, în inserţiile ei, în afara eforturilor de întindere, apar şi eforturi suplimentare de încovoiere, a căror valoare depinde de caracteristicile elastice ale materialului din care sînt fabricate inserţiile, de numărul şi grosimea acestora şi de diametrul tobelor de acţionare şi întindere, eforturi care trebuie luate în considerare în calculul de rezistenţă a benzilor.

Cercetările făcute de autor cu epruvete de benzi supuse în acelaşi timp, atît la solicitări de întindere, cît şi la solicitări de încovoiere, au arătat că prezenţa eforturilor de încovoiere, apărute în bandă, practic nu micşorează rezistenţa de rupere a benzilor de acest gen.

Acest fenomen se poate explică în felul următor : banda de transport cu mai multe inserţii este compusă din materiale cu proprietăţi de rezistenţă şi elasticitate foarte

diferite (inserţiile şi intercalaţiile de cauciuc dintre acestea) şi nu constituie un corp monolit.

Pentru aceasta se poate considera că la trecerea benzii peste tobe, fiecare inserţie se înfăşoară independent. De asemenea, trecerea benzii de la linia dreaptă la linia curbă în punctele de înfăşurare pe tobe se produce într-un timp foarte scurt (fracţiune de secundă), timp în care în bandă se produce adăugarea eforturilor dinamice. Prin aceasta proprietăţile elastice ale benzilor devin altele decît în cazul solicitării statice. Datorită acestui fapt, în inserţii se produce o stare de tensiune rapid schimbătoare pe direcţia celor trei axe, iar banda, datorită compresibilităţii inserţiilor şi a intercalaţiilor de cauciuc, se compactează şi îşi măreşte densitatea pe porţiunea încovoiată. Acţiunea comună a acestor fenomene în cazul încovoierii unui corp stratificat anizotrop, cum este banda de transport, face ca ruperea ei în porţiunea încovoiată să se facă la aceeaşi forţă ca şi în cazul ruperii pe porţiunea dreaptă. Asemenea fenomen se întîmplă şi la trecerea benzii peste rolele de susţinere.

Pe baza datelor experimentale se poate spune că apariţia în bandă a eforturilor suplimentare de încovoiere, datorită trecerii ei peste tobele de acţionare şi întindere cît şi peste rolele de susţinere în condiţiile reale de lucru a transportorului şi prin diametrul tobelor $D > 50 \cdot i$, practic nu influenţează asupra micşorării rezistenţei la rupere a acesteia. Aceste eforturi influenţează însă asupra rezistenţei la oboseală a benzii, adică la accelerarea deslipirii inserţiilor una de cealaltă.

În afara acestor eforturi, în cazul transportoarelor cu role de susţinere înclinate prin preluarea formei de jgheab banda de transport este supusă încovoierii.

Cercetările au arătat că valoarea acestor eforturi este mică şi reprezintă, chiar în cazul încărcăturii maxime a transportorului şi la un unghi de înclinare a rolelor laterale de 45°, abia 0,5 kg/cm de inserţie, valoare care practic nu influenţează asupra micşorării rezistenţei la rupere a benzii.

Analiza eforturilor apărute în bandă în timpul funcţionării transportorului arată că toate acestea, în afara celor de întindere — create de tensiunea statică (ca urmare a rezistenţelor statice de mişcare) şi cea dinamică (produsă de demarajul maselor în mişcare în perioada de pornire a transportorului) — au un caracter ciclic ca perioadă, amplitudine, caracter şi loc de acţiune foarte diferit şi nu influenţează direct asupra micşorării rezistenţei la rupere a benzii. Apariţia acestor eforturi este însă factorul principal care micşorează durata de funcţionare a benzii, producînd deslipirea inserţiilor.

Datorită acestui fapt (deslipirea inserţiilor) creşte atît neuniformitatea repartizării eforturilor de întindere între inserţii şi pe lăţimea benzii, cît şi gradul de pătrundere între acestea a umezelii (fapt ce produce o micşorare a rezistenţei la rupere a materialului inserţiilor şi o putrezire prematură a acestuia) şi deci după un anumit timp de funcţionare a benzii aceste eforturi influenţează indirect şi asupra rezistenţei la rupere.

Timpul de funcţionare a benzilor, după care aceste eforturi suplimentare încep să influenţeze şi asupra rezistenţei la rupere şi deci asupra micşorării coeficientului real de siguranţă, precum şi gradul lor de influenţă, sînt în funcţie, atît de proprietăţile fizico-mecanice ale materialului transportat şi ale materialelor ce constituie banda, cît şi de caracteristicile constructive şi funcţionale ale transportorului şi a condiţiilor de exploatare ale acestora.

Analiza acestor eforturi suplimentare ca valoare, frecvenţă, caracter, timp şi loc de acţiune, a arătat că cea mai mare influenţă asupra micşorării rezistenţei la rupere a benzilor şi deci asupra micşorării coeficientului real de siguranţă — după o anumită perioadă de funcţionare a transportorului — o au eforturile de încovoiere apărute în bandă datorită trecerii acesteia peste tobele de acţionare şi întindere şi în special datorită trecerii peste rolele de susţinere. Acest fapt se datoreşte nu atît valorilor acestor eforturi cît sensului alternativ de acţiune şi a frecvenţei foarte mare de aplicare a lor.

Rezultatele cercetărilor efectuate cu o serie de benzi noi (care nu au funcţionat) şi vechi (care au funcţionat în condiţii de exploatare diferite şi un număr de ore diferit), precum şi analiza valorilor eforturilor apărute în bandă în timpul funcţionării transportorului şi a celorlalţi factori ce influenţează asupra micşorării rezistenţei la rupere, au arătat că banda de transport compusă din mai multe inserţii lucrează o anumită durată de funcţionare cu un coeficient de siguranţă la rupere real, care poate fi determinat cu relaţia :

$$n_0 = \frac{F_{rb}}{S_{max.\,p}} \cdot K_3, \qquad (7)$$

în care :

$K_3 < 1$ este coeficientul de micşorare a rezistenţei de rupere a benzilor de transport în locurile de îmbinare, care depinde de construcţia şi felul îmbinării, şi poate fi determinat cu relaţia :

$$K_3 = \frac{F_{ri}}{F_{rb}} \qquad (8)$$

în care :

F_{ri} este forţa reală de rupere a benzii în locurile de îmbinare, kg ;

F_{rb} — forţa reală de rupere a benzii propriu-zise, kg.

Înlocuind în relaţia (7) pe F_{rb} şi $S_{max.\,p}$ cu valorile lor din relaţiile (1) şi (4) obţinem:

$$n_0 = \frac{\sigma_r \cdot B \cdot i \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{S_{max.\,s} + S_{din.\,p}}. \qquad (9)$$

Împărţind numărătorul şi numitorul părţii a doua a relaţiei (9) cu $S_{max.\,s}$ şi notînd cu:

$$\frac{S_{max.\,s} + S_{din.\,p}}{S_{max.\,s}} = K_4 \qquad (10)$$

obţinem:

$$n_0 = \frac{n \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{K_4}, \qquad (11)$$

în care:

$K_4 > 1$ — coeficient de majorare a tensiunii din bandă datorită apariţiei forţelor dinamice în perioada de pornire a transportorului;

n — coeficientul de siguranţă nominal cuprins între 9 şi 12.

Aşa cum coeficienţii n, K_1 şi K_3 din relaţia (11) depind de numărul de inserţii a benzii, iar ultimul şi de construcţia şi felul îmbinării, coeficientul K_2 de lăţimea benzii şi K_4 de tipul şi amplasarea dispozitivelor de întindere, reiese că coeficientul real de siguranţă la rupere a benzilor de transport de acest gen va depinde de numărul de inserţii, de lăţimea benzii, de construcţia şi felul îmbinării, şi de tipul şi amplasarea dispozitivelor de întindere.

În tabela 1 este redată valoarea coeficientului de siguranţă real cu care va lucra banda de transport în cazul unui transportor cu sistem de întindere rigid în funcţie de construcţia şi felul îmbinării, numărul de inserţii şi lăţimea benzii în situaţia coeficienţilor de siguranţă nominali recomandaţi de literatură.

Din analiza datelor cuprinse în tabelă se vede că în cazul unui transportor cu sistem de întindere rigid, coeficientul de siguranţă real cu care va lucra banda de transport, chiar de la începutul funcţionării ei, este mult mai mic decît coeficientul de siguranţă nominal reprezentînd, în funcţie de construcţia şi felul îmbinării 70—15% din aceasta şi depinzînd foarte mult de construcţia şi felul îmbinării şi într-o măsură mai mică de lăţimea şi numărul de inserţii a benzii.

Dacă coeficientul de siguranţă real cu care lucrează o bandă cu trei inserţii şi una cu 12 (avînd acelaşi sistem de îmbinare) sau o bandă cu lăţime de 500 mm şi una cu lăţimea de 1 200 mm, va fi mai mare sau mai mic în medie cu circa 20%, în cazul unui sistem sau altul de îmbinare, coeficientul de siguranţă real poate să fie mai mare sau mai mic de 1,5—3 ori. La benzile de transport moderne, fabricate în străinătate, pe lîngă gama largă de materiale folosite la fabricarea inserţiilor şi a învelişului de protejare sînt caracteristice şi tipurile de ţesătură şi de repartizare a eforturilor între urzeala şi bătătura inserţiilor. Alegerea tipului de ţesătură şi repartizare a eforturilor pe care le va putea prelua banda respectivă, cît şi proprietăţile fizico-mecanice ale materialului care învelesc banda, se aleg în funcţie de temperatura mediului ambiant ţinînd seamă şi de proprietăţile fizico-mecanice, granulometrice şi temperatura materialului transportat.

Avînd în vedere avantajele incontestabile pe care le prezintă benzile cu ţesătură sintetică, precum şi faptul că benzile cu ţesătură de bumbac (karnak) nu pot satisface toate domeniile de exploatare, trecerea şi în ţara noastră la folosirea materialelor sintetice în construcţia benzilor de transport era foarte necesară. Astfel, începînd cu anul 1963 Combinatul de cauciuc Jilava împreună cu Institutul de cercetări piele şi cauciuc au trecut la elaborarea tehnologiei

Tabela 1

Lăţimea benzii, mm	Construcţia şi felul îmbinării	$i = 3$		$i = 5$		$i = 7$		$i = 9$		$i = 12$	
		n	n_0	n	n_0	n	n_0	n	n_0	n	n_0
500	Îmbinare nituită prin suprapunere	9	1,92	9,5	1,96	10	1,88	10,5	1,85	11,5	1,82
	Îmbinare nituită cu balamale		2,88		2,95		2,87		2,77		2,72
	Îmbinare (coasere) cu agrafe de sîrmă		4,15		4,25		4,12		4,00		4,94
	Îmbinare prin vulcanizare		3,85		4,60		4,70		4,92		4,97
	Îmbinare prin lipire la rece		6,30		6,50		6,15		6,00		5,90
800	Îmbinare nituită prin suprapunere	9	1,85	9,5	1,90	10	1,82	10,5	1,79	11,5	1,76
	Îmbinare nituită cu balamale		2,78		2,85		2,73		2,68		2,35
	Îmbinare (coasere) cu agrafe de sîrmă		4,00		4,15		3,95		3,86		3,82
	Îmbinare prin vulcanizare		3,70		4,45		4,55		4,76		4,80
	Îmbinare prin lipire la rece		6,10		6,20		6,00		5,85		5,80
1 200	Îmbinare nituită prin suprapunere	9	1,60	9,5	1,82	10	1,75	10,5	1,72	11,5	1,68
	Îmbinare nituită cu balamale		2,40		2,72		2,62		2,57		2,52
	Îmbinare (coasere) cu agrafe de sîrmă		3,45		3,95		3,77		3,72		3,65
	Îmbinare prin vulcanizare		3,20		4,25		4,35		4,57		4,60
	Îmbinare prin lipire la rece		5,20		6,00		5,72		5,70		5,55

de fabricare a unui nou tip de bandă cu inserţii din ţesătură sintetică cu caracteristicile redate în tabela 2. Ea este compusă din două sau mai

Tabela 2

Nr. crt.	Caracteristici	Bandă cu inserţii din ţesătură de bumbac (karnak)		Bandă cu inserţii din ţesătură poliamidică	
		urzeală	bătătură	urzeală	bătătură
1	Rezistenţa la rupere a inserţiilor (tracţiune), kg/cm inserţie	80	24	300	70
2	Alungirea la rupere a inserţiilor, %	34	9	30	20
3	Grosimea unei inserţii, mm	1,95		1,3	
4	Greutatea unei inserţii, g/m²	900		900	
5	Desimea firelor în inserţie, fire/5 cm	50	25	44,2	14
6	Aderenţă (inserţie pe inserţie), kg/cm	4		12	
7	Aderenţă (cauciuc pe inserţie), kg/cm	3,5		10	
8	Rezistenţa la rupere a cauciucului (tracţiune), kg/cm²	120		120	
9	Alungirea relativă la rupere a cauciucului, %	300		700	
10	Alungirea remanentă a cauciucului, %	15		15	
11	Rezistenţa la uzură a cauciucului, mm³/cm²	40		40	
12	Duritatea benzii ° Shore	65		65	

multe inserţii din ţesătură poliamidică, primită impregnată din Japonia.

Din analiza comparativă a datelor redate în tabela 2 reiese că banda cu inserţii de ţesătură poliamidică este mult superioară faţă de banda cu inserţii din ţesătură de bumbac, atît în ce priveşte rezistenţa la rupere şi cea de aderenţă, cît şi în ce priveşte alungirile relative şi remanente şi grosimea benzii la acelaşi număr de inserţii.

Avantajele pe care le prezintă noul tip de bandă cu inserţii din ţesătură poliamidică, faţă de banda cu inserţii din bumbac (karnak), sînt evidente. Pe lîngă o serie de avantaje în ceea ce priveşte greutatea redusă pe m² (care în cazul benzii cu inserţii poliamidice este de mai bine de două ori mai mică faţă de o bandă echivalentă ca rezistenţă cu inserţii din bumbac), în ceea ce priveşte transportul şi montarea acesteia în condiţiile grele din subteran, acest fapt atrage după sine şi o reducere esenţială a greutăţii moarte ce trebuie transportată, deci o reducere a puterii necesare acţionării transportorului. În cazul înlocuirii unei benzi cu inserţii de bumbac cu o bandă cu inserţii poliamidice echivalentă din punctul de vedere al numărului de inserţii, se va putea mări considerabil distanţa de transport a instalaţiei.

Numeroase avantaje se vor obţine prin folosirea noului tip de bandă şi datorită grosimii reduse a acesteia faţă de o bandă echivalentă ca rezistenţă cu inserţii de bumbac, în ceea ce priveşte micşorarea diametrelor tobelor de acţionare şi întindere şi a rolelor de susţinere, precum şi posibilităţii uşurării întregii părţi mecanice a instalaţiei.

Trebuie menţionat însă că rezistenţa şi durabilitatea benzilor de transport, formate din mai multe inserţii din ţesătură sintetică, sînt determinate nu numai de proprietăţile fizico-mecanice ale materialului şi de grosimea inserţiilor, ci şi de condiţiile şi calitatea fabricării benzii. Acest lucru reiese din faptul că diferite ţări şi firme livrează benzi care garantează rezistenţe şi durabilităţi diferite chiar în cazul cînd se folosesc la fabricarea inserţiilor aceleaşi materiale şi benzile lucrează în condiţii identice. Acest lucru se datoreşte, atît omogenităţii materialului folosit la fabricarea firelor ţesăturii şi a unei grosimi şi tensiuni egale pentru toate firele ţesăturii, cît şi în special asigurării unei tensiuni uniforme între inserţii şi pe lăţimea lor la fabricare.

Trebuie menţionat că dacă prima condiţie în cazul fabricării benzilor cu inserţii din ţesătură poliamidică livrate de Combinatul de cauciuc Jilava este satisfăcătoare, a doua condiţie lasă mult de dorit. Din studierea tehnologiei de fabricaţie a noului tip de bandă cît şi din cercetarea structurii acesteia, reiese o foarte mare neuniformitate în tensionarea inserţiilor la fabricarea benzii.

Aşa cum au arătat cercetările întreprinse de noi, datorită acestui fenomen (de repartizare neuniformă a eforturilor, între inserţii şi pe lăţimea lor), are loc o pierdere însemnată a rezistenţei de rupere a benzilor chiar şi în cazul în care inserţiile sînt tensionate la fabricarea ei. Aceste pierderi vor fi cu atît mai evidente în cazul benzilor lipsite de tensionarea inserţiilor.

Cercetările făcute asupra structurii benzilor fabricate de Combinatul de cauciuc Jilava au arătat de asemenea că datorită lipsei de tensionare uniformă a inserţiilor între ele şi pe lăţimea lor, se creează posibilitatea formării de cute sau chiar de suprapuneri îndoite a unor inserţii, atît pe lungimea benzii, cît şi pe lăţimea ei. Dacă această serioasă defecţiune de fabricaţie aduce micşorarea rezistenţei şi durabilităţii benzilor cu inserţii de bumbac (karnak), ea se reflectă cu atît mai mult asupra benzilor cu inserţii din ţesătură poliamidică la care, datorită rezistenţei mult mărite a inserţiilor, numărul acestora este de trei ori mai mic pentru obţinerea unei benzi echivalente ca rezistenţă, crescînd deci în această proporţie şi coeficientul de neuniformi-

tate, adică de pierdere a rezistenței la rupere. Trebuie menționat de asemenea că aceste defecțiuni de fabricație influențează negativ nu numai asupra rezistenței la rupere ci și asupra durabilității de funcționare a benzilor. Formarea de cute pe lungimea benzii cît și pe lățimea ei la fabricare dă posibilitatea unei alungiri neuniforme pe lățimea benzii, fapt care atrage după sine o descentrare și o funcționare anormală a instalației, cît și o mărire considerabilă a forțelor dinamice la trecerea acesteia peste tobele de acționare și rolele de susținere.

Asemenea defecțiuni de fabricație sînt îndeosebi dăunătoare în cazul solicitărilor repetate cu amplitudini și frecvențe diferite la care este supusă banda în timpul funcționării transportorului, atît prin accelerarea desprinderii inserțiilor una de cealaltă, cît și prin pătrunderea între acestea a agenților atmosferici, fapt ce atrage după sine o mărire a neuniformității repartizării eforturilor în bandă și a îmbătrînirii prematură a materialului din care sînt fabricate inserțiile.

Avînd în vedere calitățile mult superioare pe care le prezintă materialul din care este fabricat noul tip de bandă cu inserții poliamidice față de banda cu inserții din bumbac, atît în ce privește rezistența la rupere și oboseală cît și aderența, trebuie să menționăm că, chiar cu defecțiunile de fabricație pe care le prezintă, noul tip de bandă este mult superior benzilor cu inserții de bumbac.

Privind însă din punct de vedere economic această problemă și avînd în vedere costul de fabricație mult mai ridicat al benzilor cu inserții de țesătură poliamidică față de cel al benzilor cu țesătură de bumbac considerăm că este încă prematur a se trage o concluzie definitivă în ce privește economicitatea înlocuirii complete a benzilor cu inserții de bumbac cu noul produs. Trebuie menționat că economicitatea înlocuirii benzilor cu inserții de bumbac cu noul tip de bandă va depinde foarte mult atît de alegerea rațională a numărului de inserții și a grosimii stratului de cauciuc de pe partea de rulare și cea purtătoare a benzii, cît și în special de calitatea de fabricație.

În vederea elucidării aspectelor legate de îmbunătățirea construcției și tehnologiei de fabricație a noului tip de bandă, cît și a aspectelor legate de comportarea și mărirea durabilității de funcționare a acesteia, este necesar a se efectua o serie de cercetări, atît în condițiile de laborator, cît și în cele industriale. Considerăm că simpla urmărire în exploatare a acestor benzi, așa cum se face în momentul de față cu cele aproximativ 20 tone de bandă cu inserții poliamidice aflate în experimentare la unitățile miniere din cadrul T.M. Muntenia și T.M. Ardealul, fără o cercetare complexă sub toate aspectele și a tuturor factorilor ce influențează asupra rezistenței și a durabilității acestora, nu va putea sta la baza caracterizării judicioase a noului tip de bandă. Numărul foarte mare de factori, legați de proprietățile fizico-mecanice ale materialelor folosite în construcția benzilor și de tehnologia de fabricare, cît și caracteristica materialului transportat, condițiile de exploatare și caracteristicile constructive și funcționale ale instalației, impun o cunoaștere profundă a acestora și o analiză a lor în strînsă legătură unul cu altul, analiză care poate fi făcută numai printr-o cercetare complexă și sistematică în condiții de laborator și industriale.

Concluzii

Din cercetarea factorilor care influențează asupra micșorării rezistenței la rupere a benzilor de transport și coeficientului de siguranță real cu care va lucra aceasta în timpul funcționării transportorului, precum și din analiza critică a construcției și calității noului tip de bandă cu inserții din țesătură poliamidică de fabricație indigenă, rezultă următoarele :

1. Atît forța de rupere cît și alungirea specifică a unei benzi de transport compusă din mai multe inserții sînt întotdeauna mai mici decît suma aritmetică a forțelor de rupere și a alungirilor specifice a tuturor inserțiilor luate în parte, datorită a doi factori : neuniforma repartizare a eforturilor de întindere între inserții și pe lățimea benzii, fapt ce trebuie luat în considerare în cazul calculului de rezistență, și al determinării coeficientului de siguranță real al benzilor.

2. În timpul funcționării transportorului, în afara eforturilor principale de întindere care acționează permanent, în bandă mai apar și o serie de eforturi suplimentare, variabile ca mărime, loc de aplicare și caracter. Aceste eforturi suplimentare nu influențează direct asupra rezistenței la rupere a benzii, însă constituie unul din factorii principali de micșorare a durabilității de funcționare a benzii, producînd deslipirea inserțiilor.

3. Tensiunea maximă apărută în bandă în timpul funcționării transportorului, în funcție de care trebuie să se facă alegerea unei benzi din punctul de vedere al numărului de inserții, se compune din tensiunea maximă statică, produsă de rezistențele de mișcare, și tensiunea dinamică, produsă de demarajul maselor în mișcare în perioada de pornire a transportorului

4. Coeficientul de siguranță real cu care vor lucra benzile de transport, chiar de la începutul funcționării lor, este mult mai mic decît coeficientul de siguranță nominal care, pentru un sistem de întindere dat, depinde într-o foarte mare măsură de construcția și felul îmbinării și mai puțin de numărul de inserții și lățimea benzii.

5. Datorită fenomenului de deslipire prematură a inserţiilor, provocat de apariţia în bandă a eforturilor suplimentare, aceasta va lucra cu un coeficient de siguranţă real, determinat după relaţia (11), numai o anumită durată de funcţionare a ei, care va depinde atît de proprietăţile fizico-mecanice ale materialelor ce constituie banda şi caracteristicile materialului transportat, cît şi de caracteristicile constructive şi funcţionale ale transportorului şi condiţiile de exploatare ale acestuia.

6. Pentru mărirea duratei de funcţionare a benzilor de transport, precum şi pentru asigurarea pe o perioadă cît mai lungă a unui coeficient de siguranţă real determinat după relaţia (11), este necesar ca alegerea parametrilor principali (diametrul tobelor şi al rolelor de susţinere, distanţa dintre role şi unghiul de înclinare a acestora, viteza de transport, sistemul de întindere a benzii etc.) să se facă la valori optime, care să asigure acestor eforturi suplimentare mărimi şi frecvenţă cît mai reduse.

7. Datorită rezistenţei mult mai mari la rupere şi la oboseală, precum şi aderenţei (inserţie pe inserţie şi cauciuc pe inserţie) pe care le prezintă materialele poliamidice faţă de bumbac, noul tip de bandă, care a început să se fabrice la noi în ţară, prezintă multe avantaje faţă de benzile cu inserţii de bumbac (karnak), atît în ce priveşte siguranţa în funcţionare, cît şi durata de serviciu.

8. Datorită defecţiunilor de fabricaţie (formării de cute pe lungime şi pe lăţime), noul tip de bandă are un coeficient de reducere a rezistenţei la rupere, datorită neuniformei repartizări a eforturilor între inserţii şi pe lăţimea benzii, mult mai mare decît cel determinat cu relaţiile (2) şi (3), iar rezistenţa şi durabilitatea acestor benzi este mult inferioară faţă de cea a benzilor fabricate în străinătate. Este deci necesar să se dea o atenţie deosebită tehnologiei de fabricaţie pentru eliminarea pe cît posibil a acestor defecţiuni.

9. Avînd în vedere complexitatea mare a factorilor care influenţează asupra rezistenţei la rupere a benzilor şi asupra duratei lor de serviciu, pentru îmbunătăţirea calităţii lor este necesar a se întreprinde o serie de cercetări complexe, atît în privinţa construcţiei şi tehnologiei de fabricare a benzilor, cît şi în privinţa caracteristicilor constructive şi funcţionale ale instalaţiilor de transport.

10. Prin eliminarea defecţiunilor de fabricaţie şi prin alegerea judicioasă a caracteristicilor constructive ale benzilor şi ale instalaţiilor de transport, înlocuirea benzilor cu inserţii din ţesătură de bumbac (karnak) cu benzi cu inserţii din ţesătură poliamidică va da posibilitatea extinderii domeniului de folosire a transportului cu bandă, ducînd la realizarea de economii apreciabile în ce priveşte preţul de cost al transportului pe tkm.

BIBLIOGRAFIE

[1] Sîngeorzan, V. *Cercetarea rezistenţei la rupere a îmbinării benzilor de transport şi posibilitatea de mărire a ei.* Revista Minelor, nr. 8, 1963.

[2] Bahr, I. *Gurtbandförderer im Bergbau.* Bergakademie, Freiberg, 1959.

[3] Andreev, A. V. *Cercetarea şi calculul benzilor de transport şi a mecanismului de acţionare.* Ugletehizdat, 1959.

PROTECŢIA MUNCII ŞI TEHNICA SECURITĂŢII

Contribuţii la mărirea securităţii lucrărilor de împuşcare şi reducerea consumurilor specifice prin folosirea noilor tipuri de explozivi

Ing. *I. FOCŞA,*
ing. *S. TAT,*
ing. *I. TOMUŞ* şi
ing. *I. ILEANU*

Problema securităţii şi eficacităţii lucrărilor de împuşcare în minele grizutoase a impus necesitatea unor cercetări sistematice în domeniul explozivilor minieri.

În cazul concentraţiilor periculoase de metan şi a prezenţei prafului de cărbune exploziv, se impune folosirea explozivilor antigrizutoşi care să prezinte siguranţă faţă de metan şi praful de cărbune exploziv. Aceşti explozivi trebuie să posede în acelaşi timp caracteristici balistice corespunzătoare scopului urmărit.

Explozivii antigrizutoşi, folosiţi în prezent pe scară industrială — explozivul AGC-1 (carbonitul) şi explozivul AGS-1 (sterilitul) — nu satisfac toate cerinţele impuse în stadiul actual de dezvoltare a industriei noastre carbo-

nifere, avînd capacitate de lucru relativ redusă (AGC-1 — 150 cm³ şi AGS-1 — 200 cm³) şi necesitînd manipulări separate, datorită folosirii lor limitate, fie în steril, fie în cărbune.

Cercetările recente ale S.C.S.M.—Petroşeni rezolvă acest inconvenient prin elaborarea reţetei unui exploziv antigrizutos unic AG, care permite utilizarea lui în subteran, atît la lucrările în cărbune, cît şi în steril, avînd în acelaşi timp o siguranţă corespunzătoare şi o capacitate de lucru superioară actualilor explozivi antigrizutoşi (minimum 230 cm³).

Cercetările şi experimentările efectuate în cursul anilor 1962—1964 pe scară de laborator şi subteran au demonstrat cu prisosinţă calităţile noului exploziv.

Loturile fabricate au fost verificate în cadrul S.C.S.M. — Petroşeni (în tunel experimental, laborator de analize etc.) la antigrizutanţă şi siguranţă faţă de praful de cărbune, conform "Instrucţiunilor pentru experimentarea şi verificarea explozivilor antigrizutoşi şi contra prafului de cărbune, în vederea admiterii folosirii lor la minele grizutoase şi cu praf de cărbune".

Toate loturile au fost declarate corespunzătoare. Experimentările în subteran au avut loc în cadrul C.C.V.J., la E.M. Lonea şi E.M. Vulcan, în conformitate cu avizele forurilor competente.

La E.M. Lonea experimentările s-au efectuat în cursul anilor 1962—1963.

În anul 1962, trimestrul IV, experimentările au avut loc în cadrul sectoarelor II şi III, obţinîndu-se indici tehnico-economici superiori faţă de cei realizaţi cu explozivii AGC şi AGS. Astfel, s-a obţinut un consum specific de exploziv redus cu circa 10% în abataje şi cu 19% în pregătiri, faţă de consumul specific realizat cu explozivi AGC şi AGS în perioada imediat următoare. Profilarea frontului şi granulaţia au fost corespunzătoare.

În cursul anului 1963 experimentările s-au efectuat în trei etape :

— în etapa I a experimentărilor s-a urmărit comportarea explozivului AG, atît în cărbune (abataje şi pregătiri), cît şi în steril, în ceea ce priveşte stabilirea încărcăturilor optime, în vederea obţinerii unei profilări bune şi a unei granulaţii corespunzătoare ;

— în etapa a II-a, folosindu-se încărcăturile stabilite în prima etapă, explozivul a fost utilizat în mod continuu pe trei schimburi, la toate lucrările miniere ale sectorului, urmărindu-se în această perioadă consumul specific realizat ;

— în etapa a III-a explozivul a fost folosit sporadic (diverse abataje, în diferite schimburi) cu scopul verificării datelor obţinute în etapa I şi a II-a.

Realizările obţinute în etapa a II-a, în care s-a urmărit consumul specific al explozivului pe sector comparativ cu indicii obţinuţi într-o lună la acelaşi sector, scot în evidenţă următoarele :

— consumul specific realizat cu explozivul AG a fost de 0,141 kg/t ;

— consumul specific pe sector realizat cu alţi explozivi — 0,174 kgt.

Rezultă deci că în perioada experimentărilor s-a obţinut un consum specific de explozivi redus cu circa 19% faţă de consumul specific realizat cu alţi explozivi.

Faţă de consumul specific planificat, de 0,190 kg/t, explozivul AG se încadrează favorabil.

La E.M. Vulcan experimentările s-au efectuat în cursul anului 1963, urmărindu-se comportarea explozivului în subteran, atît la lucrările în cărbune, cît şi în steril, în ceea ce priveşte profilarea şi granulaţia materialului împuşcat pentru stabilirea încărcăturilor optime şi consumului specific, folosindu-se încărcăturile stabilite.

Comparîndu-se datele obţinute în timpul experimentărilor cu indicii de consum, rezultă un consum specific realizat pe sector în perioada experimentărilor de 0,307 kg/t, faţă de 0,557 kg/t, consum specific realizat pe sector cu alţi explozivi.

Din cele de mai sus rezultă o scădere a consumului de exploziv pe tona extrasă cu circa 29%, prin folosirea explozivului AG, comparativ cu realizările obţinute cu explozivii existenţi.

Faţă de consumul planificat, de 0,562—0,510 kg/t, explozivul AG se încadrează în aceste limite.

După efectuarea operaţiilor de împuşcare profilarea frontului a fost bună, iar granulaţia corespunzătoare.

Calculul orientativ privind eficienţa economică a explozivului antigrizutos AG pentru un consum anual estimat la 1 200 t arată următoarele.

Din experimentările efectuate în cursul anului 1963 cu explozivul AG a reieşit un consum mai scăzut, decît al explozivilor folosiţi actualmente, cu 19—29%.

Luînd în considerare reducerea minimă realizată în anul 1963 de 19%, rezultă o economie minimă anuală de 228 t.

Economiile minime care se pot realiza însumează circa 1,2 mil. lei pe an.

În afară de economia care se poate realiza prin folosirea pe scară industrială a explozivului AG, se înlătură greutăţile în producţie semnalate prin folosirea limitată a actualilor explozivi antigrizutoşi şi se rezolvă problema furnizării explozivului, înlăturînd greutăţile de aprovizionare.

Ca urmare a avantajelor pe care le prezintă (siguranţa faţă de metan şi praf de cărbune, indici tehnico-economici superiori), explozivul AG a fost omologat în trimestrul I al anului

1964 şi aprobat spre utilizare în subteran pe scară industrială.

Conform aprobării, explozivul poate fi utilizat în minele grizutoase în locul explozivilor AGC şi AGS, în aceleaşi condiţii de exploatare, cu obligativitatea ca timp de un an de zile de la începerea fabricaţiei de serie toate loturile ce se vor livra de către producător, înainte de a fi folosite să fie verificate la S.C.S.M.—Petroşeni, din punctul de vedere al siguranţei faţă de amestecul aer-metan şi aer-metan-praf de cărbune, după metodologia aprobată de M.M.E.E.

În acest sens primele încercări de utilizare a explozivului AG pe scară industrială au fost efectuate la E.M. Lonea, sectorul II şi III. Lucrările de împuşcare efectuate cu loturile nr. 1 şi 2 de exploziv AG, după ce în prealabil au fost verificate de S.C.S.M.—Petroşeni, au dus la următoarele rezultate :

— consumul specific a scăzut cu 0,022 kg/t faţă de explozivii AGC şi AGS, ceea ce reprezintă 14% şi cu 0,043 kg/t faţă de consumul planificat, adică 24% ;

— efectul de rupere a găurilor s-a îmbunătăţit simţitor, ajungînd la circa 90% ;

— profilarea fronturilor de lucru a fost bună, iar granulaţia corespunzătoare.

O altă problemă care a preocupat S.C.S.M.—Petroşeni a fost rezolvarea împuşcării în masive fierbinţi, în condiţii de siguranţă, ca urmare a faptului că în unele lucrări miniere cu temperaturi ridicate s-au semnalat o serie de deflagrări sau chiar detonaţii premature a încărcăturilor de explozivi.

Aceste fenomene au început să apară în cursul anului 1962 la E.M. Baia de Arieş, în zăcămîntul compus din sulfuri care în contact cu aerul încep să se oxideze, temperatura în interiorul găurilor atingînd valori pînă la 80°C.

Situaţii similare se cunosc la E.M. Baia Sprie şi E.M. Săsar din cadrul T.M. Baia Mare.

În această situaţie folosirea explozivilor ordinari şi a capselor obişnuite face posibilă provocarea de accidente tehnice şi umane.

Ca o primă preocupare a S.C.S.M.—Petroşeni în acest sens a fost determinarea rezistenţei termice a produselor explozive folosite curent (dinamita, astralita şi capse tip S).

Din încercările efectuate a rezultat că aceste materiale explozive şi ajutătoare nu corespund pentru efectuarea lucrărilor de împuşcare în medii cu temperaturi ridicate, datorită rezistenţei lor scăzute la temperatură.

Întrucît executarea lucrărilor de împuşcare în masive fierbinţi necesită o rezolvare urgentă, s-a recurs la import de explozivi termorezistenţi (Donarit I, Donarit I gelatinos, Perunal A 35 şi Perunal A 16).

Ca materiale explozive ajutătoare au fost importate capsele tip HEG şi KHG.

Ca urmare a calităţilor termorezistente slabe a explozivilor importaţi din străinătate, S.C.S.M.—Petroşeni a studiat şi elaborat un nou exploziv cu proprietăţi termorezistente, denumit TR tip I.

Elaborarea noului exploziv a fost orientată după proprietăţile substanţelor explozive de bază în ceea ce priveşte temperatura de descompunere şi fierbere, ţinînd seamă de capacitatea de lucru necesară.

Astfel, comparativ cu explozivii ordinari (dinamita şi astralita) care au ca substanţă explozivă de bază nitroglicerina cu punct de fierbere 160°C, s-a utilizat trinitrotoluenul cu punct de fierbere 280°C, preferat scopului urmărit. Elementul de bază, trinitrotoluenul, este completat la procentajul necesar cu azotat de amoniu şi făină de lemn, astfel încît bilanţul de oxigen al acestui exploziv să fie în jurul cifrei 0. Determinîndu-se temperatura de explozie, i s-a recomandat un domeniu de utilizare de maximum 110°C în timp maxim de 24 ore.

Comparativ cu explozivii ordinari de fabricaţie indigenă şi explozivii termorezistenţi importaţi în scopul efectuării lucrărilor de împuşcare în masive fierbinţi, explozivul TR tip I prezintă următoarele avantaje :

— în ţară există condiţii favorabile de fabricare pe scară industrială, cu materiile prime şi utilajele existente în prezent ;

— din punct de vedere economic utilizarea acestui exploziv este mai convenabilă, fiind mai ieftin faţă de explozivii importaţi ;

— faţă de explozivii ordinari de fabricaţie indigenă şi explozivii termorezistenţi importaţi, explozivul TR tip I prezintă o rezistenţă termică mai ridicată (cu excepţia explozivului Perunal faţă de care are o rezistenţă egală).

Considerații privind protecția împotriva electrocutării prin legarea la pămînt a instalațiilor electrice

Ing. A. MANEA și ing. T. LOY

Normele de tehnica securității prescriu obligativitatea legării la pămînt a tuturor utilajelor și a părților metalice ale unei instalații electrice care în mod normal nu sînt sub tensiune, dar care pot ajunge sub tensiune datorită unui defect de izolație. Legarea la pămînt a utilajelor a constituit mult timp protecția de bază împotriva electrocutării și a fost considerată ca avînd o acțiune de protecție sigură cu condiția ca rezistența de legare la pămînt să nu depășească o anumită limită. Cele mai multe norme de tehnica securității în vigoare, din diferite țări, prescriu valorile limită ale rezistenței circuitului de legare la pămînt, a valorilor rezistenței prizelor de pămînt principale și locale și a rezistenței conductorului de pămînt. Totodată se dau indicații asupra modului de realizare a circuitului de legare la pămînt.

Realizarea în practică a unei rețele de legare la pămînt, conform normelor, este deseori dificilă și costisitoare, iar verificarea integrității acestei rețele nu este pe deplin rezolvată. Există diferite opinii asupra criteriilor care au stat la baza adoptării valorilor rezistențelor de legare la pămînt prevăzute de norme și chiar asupra eficacității protecției prin legare la pămînt în diferite cazuri de defectare a izolației. Extinderea folosirii releelor de scurgere în rețelele electrice cu neutrul izolat, relee care semnalizează apariția unui defect de izolație și comandă deconectarea rețelei defecte, reactualizează problema protecției împotriva electrocutării, impune studierea corelației dintre protecția prin legarea la pămînt și protecția cu ajutorul releelor de scurgere.

I. Stabilirea condițiilor necesare pentru realizarea protecției prin legarea la pămînt

La atingerea de către om a unui utilaj aflat sub tensiune, datorită unui defect de izolație prin corpul omului trece un curent a cărui mărime este determinată de valoarea tensiunii de atingere U_1' și de valoarea rezistenței R_1 de trecere de la faza defectă la pămînt. Dacă utilajul nu este legat la pămînt, tensiunea față de pămînt a utilajului la atingerea lui de către om, în cazul sistemului cu neutrul izolat, este dată de relația :

$$U_1' = 3U_1 R_1 \sqrt{\frac{g^2 + \omega^2 C^2}{(1 + 3g R_1)^2 + (3\omega C R_1)^2}}, \qquad (1)$$

unde g și C sînt conductanțe de izolație, respectiv capacitatea unei faze a rețelei față de pămînt, iar $R_1 = R_h + R_{t1} + R_{t2}$ este rezistența de trecere de la faza defectă la pămînt, care cuprinde rezistența R_h a corpului omului și rezistența de trecere de la faza defectă la utilaj R_{t1} și de la corpul omului la pămînt, R_{t2}. Considerînd cazul cel mai defavorabil, cînd rezistențele de trecere (R_{t1}, R_{t2}) sînt neglijabile, vom considera $R_1 = R_h$, iar tensiunea de atingere devine egală cu tensiunea față de pămînt a fazei cu defect de izolație. Pentru tensiunile folosite la instalațiile electrice de forță și pentru parametrii g, C ai unei rețele electrice obișnuite, curentul de scurgere prin corpul omului depășește, în majoritatea cazurilor, valoarea considerată ca nepericuloasă.

În cazul cînd utilajul este legat de pămînt, la un defect de izolație a unei faze tensiunea U_1' față de pămînt a fazei defecte, deci și a utilajului cu defect de izolație, se micșorează cu atît mai mult cu cît rezistența R_1 de legare la pămînt este mai mică. La o valoare suficient de mică a rezistenței R de legare la pămînt, tensiunea de atingere scade sub valoarea considerată periculoasă.

Considerînd în cazul cel mai defavorabil tensiunea de atingere egală cu tensiunea față de pămînt a fazei defecte U_1' și punînd condiția ca această tensiune să fie o anumită fracțiune ($K < 1$) din tensiunea de fază U_1 se obține :

$$\frac{U_1'}{U_1} = k = 3 R_1 \sqrt{\frac{g^2 + \omega^2 C^2}{(1 + 3g R_1)^2 + (3\omega C R_1)^2}}. \qquad (2)$$

Rezultă că între parametrii rețelei g, C rezistența circuitului de legare la pămînt R_1 și factorul k există relația :

$$9(1 - k^2)(g^2 + \omega^2 C^2) R_1^2 - 6k^2 g R_1 - k^2 = 0. \qquad (3)$$

Considerînd pentru factorul k o astfel de valoare pentru care tensiunea de atingere să aibă valoarea limită considerată nepericuloasă,

din ecuația (3) se poate determina valoarea maximă admisă pentru rezistența circuitului de legare la pămînt :

$$R_1 = \frac{k^2 g + k\sqrt{g^2 + (1-k^2)\,\omega^2 C^2}}{3\,(1-k^2)\,(g^2+\omega^2 C^2)}. \qquad (4)$$

Rezolvînd ecuația (3) în raport cu C se poate determina valoarea maximă a capacității pentru care, pentru o anumită valoare a conductanței g a izolație rețelei și a rezistenței R_1 a circuitului de legare la pămînt, tensiunea de atingere nu depășește valoarea limită admisă :

$$C = \sqrt{\frac{k^2\,(1+6g\,R_1) - 9\,(1-k^2)\,g^2\,R_1^2}{9\,(1-k^2)\,\omega^2\,R_1^2}}. \qquad (5)$$

Pentru ca valoarea capacității C să fie reală, trebuie satisfăcută condiția :

$$k^2\,(1+6g\,R_1)^2 - 9\,(1-k^2)\,g^2\,R_1^2 \geqslant 0, \qquad (6)$$

sau :

$$R_1 \cdot g \leqslant \frac{k}{3\,(1-k)}. \qquad (7)$$

În mod analog, din ecuația (3) se poate determină valoarea conductanței g a izolației pentru care, pentru o anumită capacitate C a rețelei, circuitul de legare la pămînt, avînd rezistența R_1, asigură scăderea tensiunii de atingere pînă la valoarea considerată nepericuloasă :

$$g = \frac{k^2 \pm \sqrt{k^2 - 9\,(1-k^2)^2\,\omega^2 C^2 R_1^2}}{3\,(1-k^2)\,R_1}. \qquad (8)$$

Valorile conductanței g date de expresia (8) sînt reale dacă este satisfăcută condiția :

$$\omega C\,R_1 \leqslant \frac{k}{3\,(1-k^2)}. \qquad (9)$$

Deorece g este un număr pozitiv, simultan trebuie să fie satisfăcută și condiția :

$$k^2 = \sqrt{k^2 - 9\,(1-k^2)^2\,\omega^2 C^2 R_1^2} \qquad (10)$$

sau :

$$\omega C\,R_1 \leqslant \frac{k}{3\sqrt{1-k^2}}. \qquad (11)$$

Deoarece $0 < k < 1$ avem :

$$\frac{k}{3\sqrt{1-k^2}} < \frac{k}{3\,(1-k^2)}. \qquad (12)$$

Deci dacă este îndeplinită condiția (11), atunci este satisfăcută, de asemenea, și condiția (9).

Condițiile în care, la defectarea izolației unei faze față de carcasă, tensiunea de atingere nu depășește valoarea admisă, se pot determina grafic.

Se poate demonstra că extremitatea O' a vectorului tensiunii de deplasare $\overline{U}_0$, la variația parametrilor g, C rețelei sau a rezistenței de defect R_1 se deplasează pe niște cercuri (fig. 1). Locul geometric al extremității vectorului tensiunii de deplasare $\overline{U}_0$, la variația conductanței g a izolației, este cercul g = var., avînd centrul în punctul O_g de coordonate :

$$O_g\left[\frac{1}{6\omega C R_1}, 0\right]. \qquad (13)$$

Cercul C = var. are centrul O_C :

$$O_C\left[0, \frac{1}{2\,(1+3g\,R_1)}\right]. \qquad (14)$$

Locul geometric obținut pentru R_1 = var. este cercul cu centrul în O_R :

$$O_R\left[\frac{g}{2\omega C}, \frac{1}{2}\right]. \qquad (15)$$

Cele trei cercuri sînt concurente în originea O a sistemului de coordonate și în extremitatea O' a vectorului tensiunii de deplasare $\overline{U}_0$.

În figura 1 tensiunea de fază $\overline{U}_1$ s-a reprezentat printr-un vector așezat pe axa reală, mărimea lui fiind egală cu unitatea ($\overline{U}_1 = 1$).

Pentru ca tensiunea de atingere $\overline{U}_1' = \overline{U}_1 - \overline{U}_0$, care apare în cazul defectării izolației fazei 1, să nu depășească valoarea admisă $U_1' = kU_1$, este necesar ca extremitatea O' a vectorului tensiunii de deplasare $\overline{U}_0$ să se afle pe cercul $\frac{\overline{U}_1}{U_1} = k$ = const., sau în interiorul acestui cerc.

Examinînd cercurile loc geometric din figura 1, constatăm următoarele :

Cercul R_1 = var. intersectează cercul $\frac{U_1'}{U_1} = k$ în două puncte, dintre care numai unul se găsește în domeniul în care se poate afla punctul O'. Aceasta înseamnă că există o anumită valoarea, bine determinată, a rezistenței R_1 a circuitului de legare la pămînt a utilajului, care asigură scăderea tensiunii de atingere U_1' pînă la valoarea considerată nepericuloasă. Mărimea corespunzătoare a rezistenței circuitului de legare la pămînt depinde de parametrii g, C rețelei.

Cercul C = var. intersectează cercul $\frac{U_1'}{U_1} = k =$ = const. într-un punct O' situat în cadranul 1, numai dacă diametrul cercului C = var. este suficient de mare, deci dacă este satisfăcută condiția :

$$\frac{k}{1+3g\,R_1} \geqslant 1-k. \qquad (16)$$

Aceasta este identică cu relația (7), aflată analitic.

Cercul g = var. intersectează cercul $\frac{U_1'}{U_1} = k =$ = const. în două puncte care pot reprezenta extremitatea O' a vectorului tensiunii de deplasare, $\overline{U}_0$, dacă este satisfăcută condiția (11).

În figura 2 este ilustrat cazul cînd cercurile $\frac{U_1'}{U_1} = k$ și $g = \text{var.}$ sînt tangente în punctul O', deci ecuația (3) rezolvată în raport cu g are cele două rădăcini egale. Din relația (8) rezultă pentru acest caz :

$$k^2 - [3(1 - k^2)\,\omega C\,R_1]^2 = 0, \qquad (17)$$

sau :

$$\omega C\,R_1 = \frac{k}{3(1 - k^2)}. \qquad (18)$$

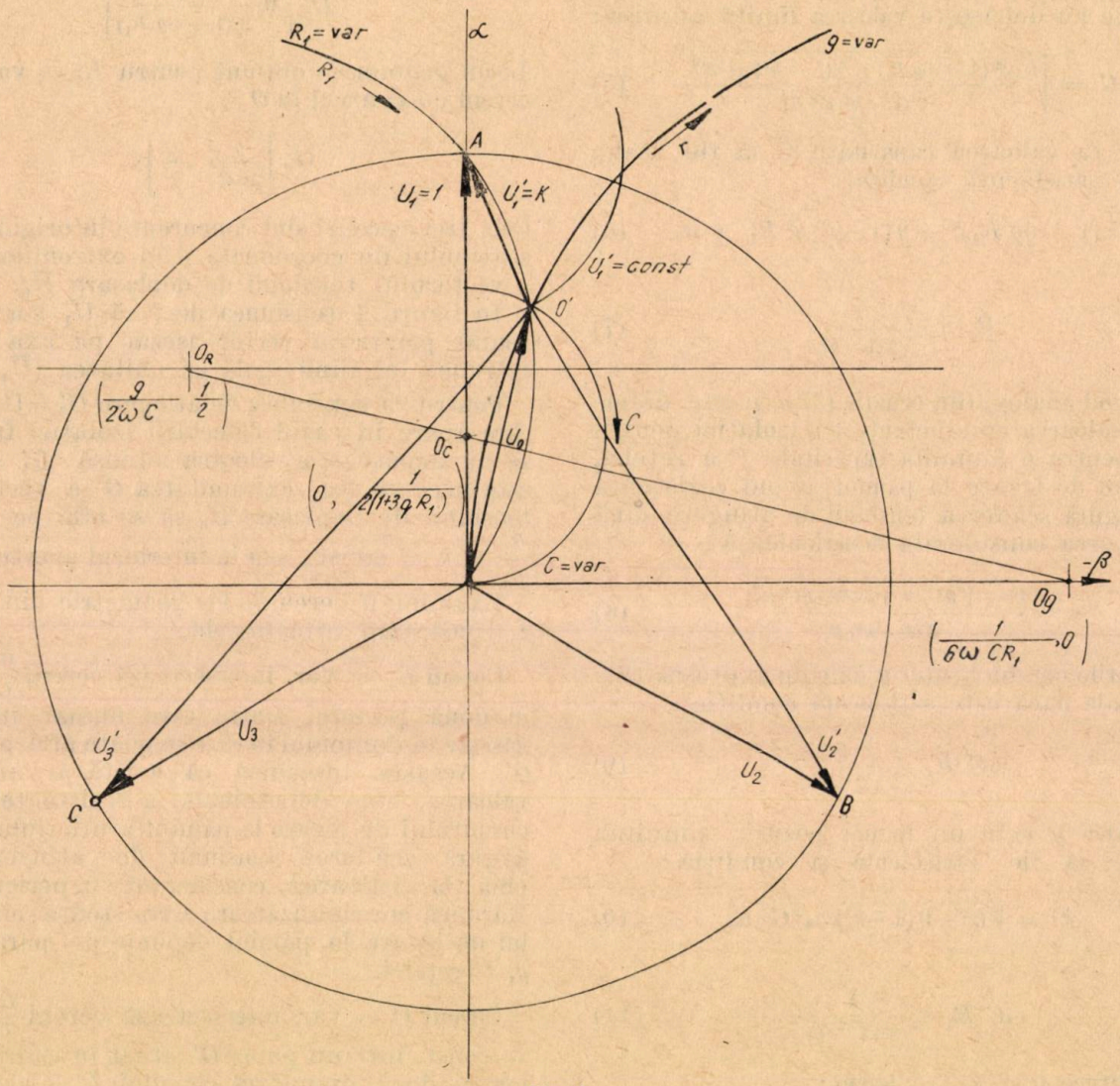


Fig. 1

În acest caz relația (8) devine :

$$g = \frac{k^2}{3(1 - k^2)\,R_1}. \qquad (19)$$

Eliminînd parametrul R_1 din relațiile (18) și (19) rezultă :

$$\frac{\omega C}{g} = \frac{1}{k}. \qquad (20)$$

Cunoscîndu-se valoarea factorului k și valoarea unuia din parametrii rețelei g, C sau a rezistenței circuitului de legare la pămînt R_1 se pot afla, cu ajutorul relațiilor (18), (19) și (20), celelalte mărimi necunoscute.

Poziția punctului O', pentru care sînt satisfăcute relațiile (18), (19) și (20), se poate determina grafic (fig. 2). Pentru aceasta se ia pe axa absciselor segmentul $OK = k$ și se unesc punctele A și K. Mijlocul segmentului AK este punctul O_R — centrul cercului $R_1 = \text{var.}$ Se duce din punctul O_R o perpendiculară pe dreapta AK, care intersectează axa ordonatelor în punctul O_C — centrul cercului $C = \text{var.}$, iar axa absciselor în punctul O_g — centrul cercului $g = \text{var.}$ Cunoscînd centrele cercurilor și știind că ele trec prin originea O a coordonatelor, cercurile se pot trasa. Cercurile se intersectează în punctul O' — căutat.

Poziția punctului O', determinată mai sus, corespunde cazului cînd, pentru o anumită valoare a capacității rețelei, se obține o anumită valoare a tensiunii de atingere la o valoare maximă a circuitului de legare la pămînt. Într-

adevăr, anulînd cu zero derivata funcţiei (4) $R_1 = f(g)$ se obţine :

$$\frac{dR_1}{dg} = 0, \text{ pentru } g = k\omega C, \qquad (21)$$

condiţie echivalentă cu (20). Înlocuind expresia (20) în (4) se obţine :

$$R_1 = \frac{k}{3\,(1 - k^2)\,\omega C}, \qquad (22)$$

faţă sau în subteran, caracterul fix sau mobil al utilajului etc.). Nu există concordanţă în această privinţă între prevederile normelor de tehnica securităţii elaborate în diferite ţări. Astfel, pentru instalaţiile electrice de joasă tensiune din subteran, în U.R.S.S. se consideră, pentru valoarea limită a tensiunii de atingere, nepericuloase $U_a = 30$ V, în Franţa $U_a = 25$ V, în Germania $U_a = 65$ V. Determinarea acestor

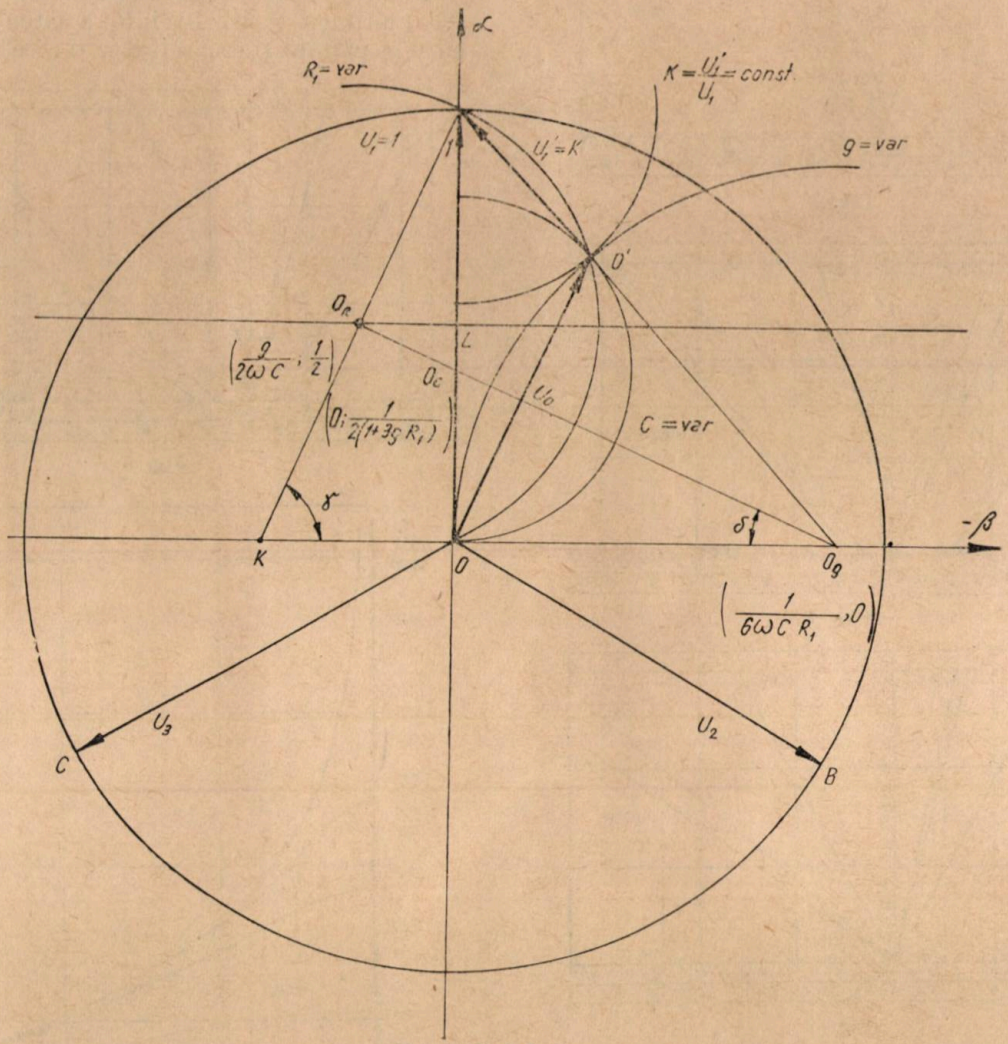


Fig. 2

care este identică cu (18). Dacă valoarea rezistenţei circuitului de punere la pămînt este mai mare decît cea calculată cu relaţia (22), tensiunea de atingere va fi mai mare decît cea admisă, oricare ar fi valoarea rezistenţei de izolaţie a reţelei.

II. Determinarea valorii rezistenţei circuitului de legare la pămînt necesară pentru realizarea unei tensiuni de atingere nepericuloase

Valorile tensiunilor de atingere considerate ca nepericuloase, conform diferitelor norme de tehnica securităţii, diferă în funcţie de condiţiile de exploatare (tensiunea nominală a instalaţiilor electrice, amplasarea acestora la suprate tensiuni s-a făcut ţinînd seamă de valoarea minimă considerată pentru rezistenţa R_1 a corpului omenesc şi de mărimea curentului I_h prin corpul omului considerat ca nepericulos şi anume : în U.R.S.S. : $R_h = 1\,000$ ohm, $I_h = 30$ mA; în Franţa: $R_h = 1\,000$ ohm, $I_h = 25$ mA; în Germania : $R_h = 1\,300$ ohm, $I_h = 50$ mA.

Pentru determinarea grafică a rezistenţei circuitului de legare la pămînt care, pentru o anumită capacitate, poate asigura la limită tensiunea de atingere admisă ca nepericuloasă, folosim relaţia (18), pe care o scriem sub forma :

$$C = \frac{k}{3\omega\,(1 - k^2)}, \qquad (23)$$

unde $G_1 = 1/R_1$ este conductanța circuitului de lagare la pământ. Pentru ca tensiunea de atingere să nu depășească limita admisă, tre-

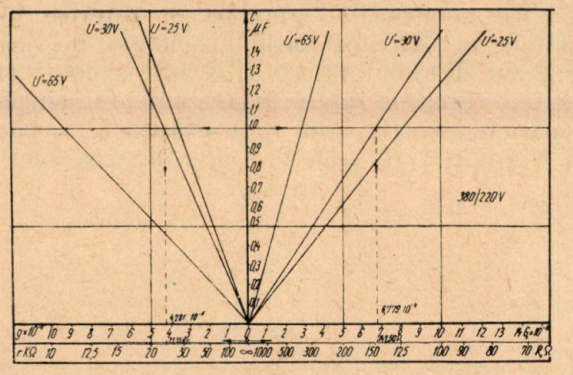


Fig. 3

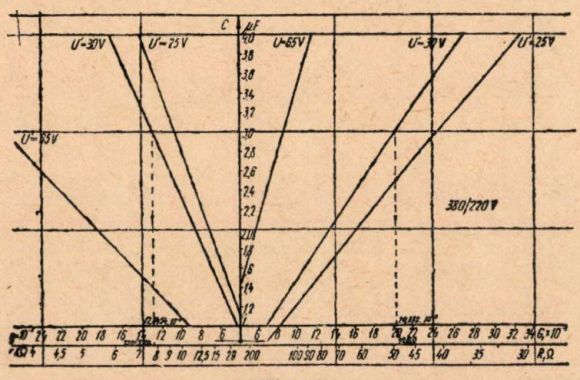


Fig. 4

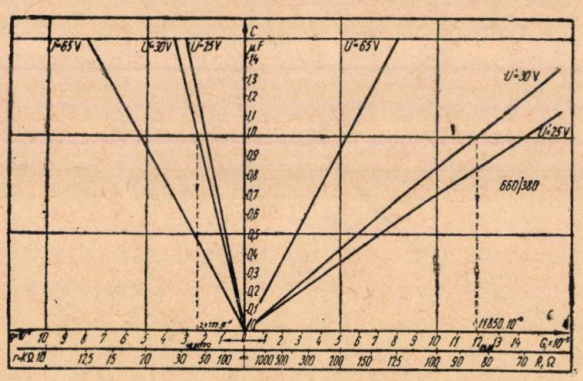


Fig. 5

buie satisfăcută și condiția (20), care se mai poate scrie :

$$C = \frac{1}{\omega k} \cdot g. \qquad (24)$$

Ecuațiile (23) și (24) se reprezintă grafic prin drepte al căror coeficient unghiular depinde de factorul k, deci de tensiunea de atingere admisă ca nepericuloasă.

Cu ajutorul graficelor din figurile 2 și 3, construite după metoda expusă, se poate determina valoarea limită a rezistenței circuitului de legare la pământ de protecție care, pentru o anumită capacitate, asigură tensiunea de atingere considerată nepericuloasă. Graficele se pot utiliza pentru tensiunea de fază U_1=220 V pentru capacități cuprinse între limitele C=0—1,5 μF (fig. 3) și C=1—4 μF (fig. 4). Tensiunile de atingere nepericuloase s-au considerat 25 V, 30 V și 60 V.

Grafice analoage au fost construite pentru tensiunea de fază U_1 = 380 V și anume figura 5 pentru capacități cuprinse între C = 0—1,5 μF iar în figura 6 pentru C = 1—4 μF.

În figura 7 este reprezentată dependența dintre mărimea rezistenței R_1 a circuitului de legare la pământ și capacitatea C a rețelei în cazul

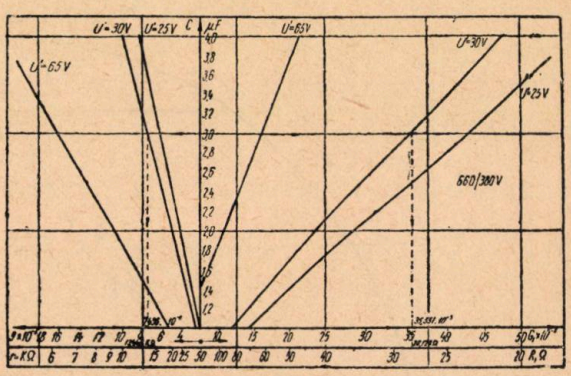


Fig. 6

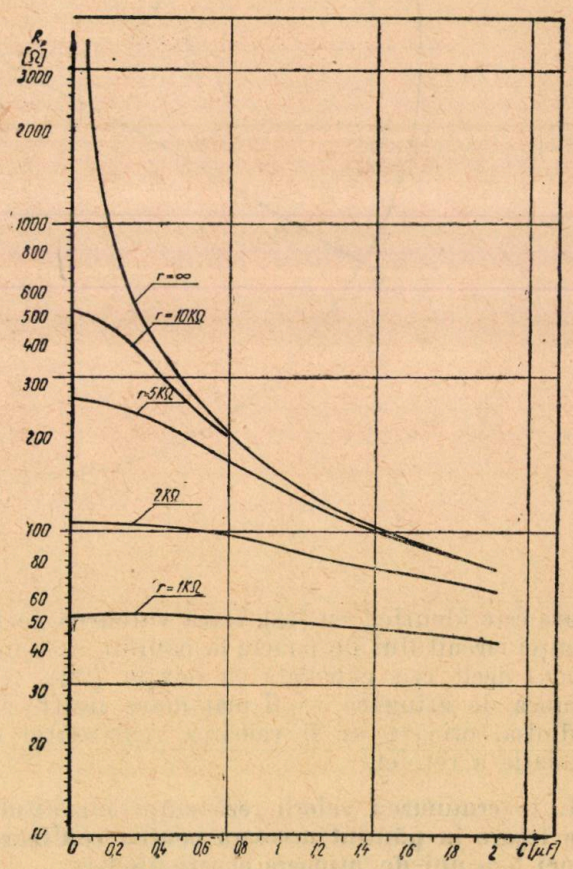


Fig. 7

tensiunii de fază U_1 = 220 V, pentru obținerea tensiunii de atingere U_a = 30 V. Graficul a fost construit folosind relația (4) în care pentru

rezistența de izolație s-au considerat valorile : $R = 1, 2, 5, 10, \infty$ kohm/fază.

În figura 8 este reprezentată aceeași dependență pentru tensiunea de fază $U_1 = 380$ V.

Comparînd graficele din figurile 7 și 8 se constată că pentru aceleași valori ale parametrilor r, G rețelei și a tensiunii de atingere admisă, rezistența circuitului de legare la pămînt de protecție în cazul rețelei avînd tensiunea de fază $U_1 = 380$ V trebuie să fie $\sqrt{3}$ ori mai mică față de valoarea rezistenței circuitului de legare la pămînt, necesară în cazul tensiunii de fază $U_1 = 220$ V. Într-adevăr, folosind relația (4), în care pentru simplificare se neglijează termenii care conțin factorul k^2, se obține :

$$\frac{R_{380}}{R_{220}} = \frac{k_{380}}{k_{220}} = \frac{\frac{30}{380}}{\frac{30}{220}} = \frac{1}{\sqrt{3}}.$$

Graficul din figura 7, construit pentru factorul $k = \frac{30}{220} = 0{,}136$, se poate folosi și în cazul rețelei cu tensiunea de linie $U = 127$ V, dacă se admite tensiunea de atingere $U_a = 10$ V. Micșorarea tensiunii de atingere admisă ca nepericuloasă este justificată deoarece la tensiunea de 127 V funcționează anumite utilaje portabile (ca de exemplu perforatoare electrice) și în acest caz un defect de izolație este mai periculos.

Din graficele din figurile 7 și 8 rezultă că rezistența circuitului de legare la pămînt, avînd valoarea $R_1 = 50$ ohm, pentru tensiunea $U_1 = 220$ V, respectiv $R_1 = 30$ ohm, pentru tensiunea $U_1 = 380$ V asigură, în cazul unui defect de izolație pe o fază, tensiunea de atingere mai mică decît $U_a = 30$ V pentru valori ale capacității rețelei pînă la 2 μF/fază și rezistența de izolație mai mare decît $r = 2$ kohm/fază.

Normele de tehnica securității prescriu ca rezistența circuitului de legare la pămînt, realizată cu ajutorul prizei de pămînt locale, să nu depășească valoarea $R_1 = 20$ ohm. Din considerentele expuse mai sus rezultă că o astfel de priză de pămînt locală asigură protecția necesară în cazul apariției unui defect de izolație pe una din faze. Aceleași norme impun ca valoarea rezistenței rezultante a rețelei de legare la pămînt să nu depășească valoarea $R_1 = 2$ ohm. Pentru rețelele de joasă tensiune această condiție este nejustificat de pretențioasă, iar realizarea ei este anevoioasă și costisitoare. La stabilirea valorii de 2 ohm, pentru rezistența rezultantă a circuitului de legare la pămînt, s-a presupus că prin locul cu defect de izolație trece un curent de 15 A, ceea ce este posibil numai în cazul unui defect de izolație a unei faze în rețeaua de înaltă tensiune.

Circuitul de legare la pămînt este uneori comun, atît pentru instalațiile electrice de joasă tensiune, cît și pentru cele de înaltă tensiune. Aceasta are avantajul micșorării rezistenței rezultante a circuitului de legare la pămînt cu

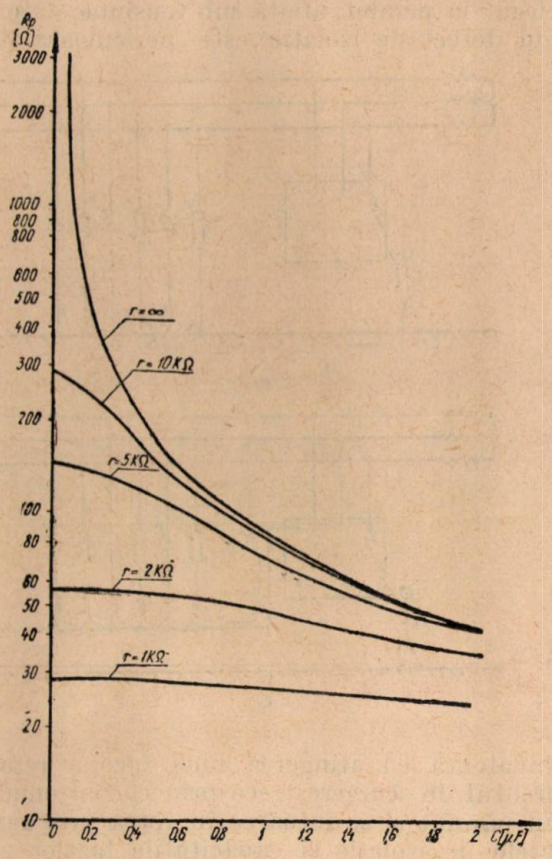


Fig. 8

mult sub valoarea cerută de condițiile de realizare ale protecției pe partea de joasă tensiune, pentru a satisface condițiile cerute la apariția unui defect de izolație la instalațiile de înaltă tensiune. Existența unui circuit comun de legare la pămînt are însă dezavantajul că potențialul mare care apare pe carcasa unui utilaj de înaltă tensiune, în cazul defectării izolației, se transmite prin intermediul rețelei de protecție asupra tuturor carcaselor utilajelor de joasă tensiune. Dacă rețeaua de înaltă tensiune nu este protejată prin relee de scurgere, defectul nu este eliminat și potențialul periculos al carcasei persistă.

Este deci necesară protejarea rețelelor electrice împotriva defectelor de izolație pe partea de înaltă tensiune cu ajutorul releelor de scurgere. În felul acesta s-ar evita menținerea îndelungată a potențialelor periculoase față de pămînt ale carcaselor, s-ar putea admite condiții mai ușor de realizat și soluții mai economice pentru rețeaua de protecție prin legarea la pămînt.

III. Aprecierea eficacității protecției împotriva electrocutării prin legarea la pămînt a instalațiilor electrice

Atingerea de către om a carcasei unui utilaj nelegat la pămînt, aflată sub tensiune, datorită unui defect de izolație este periculoasă fiind

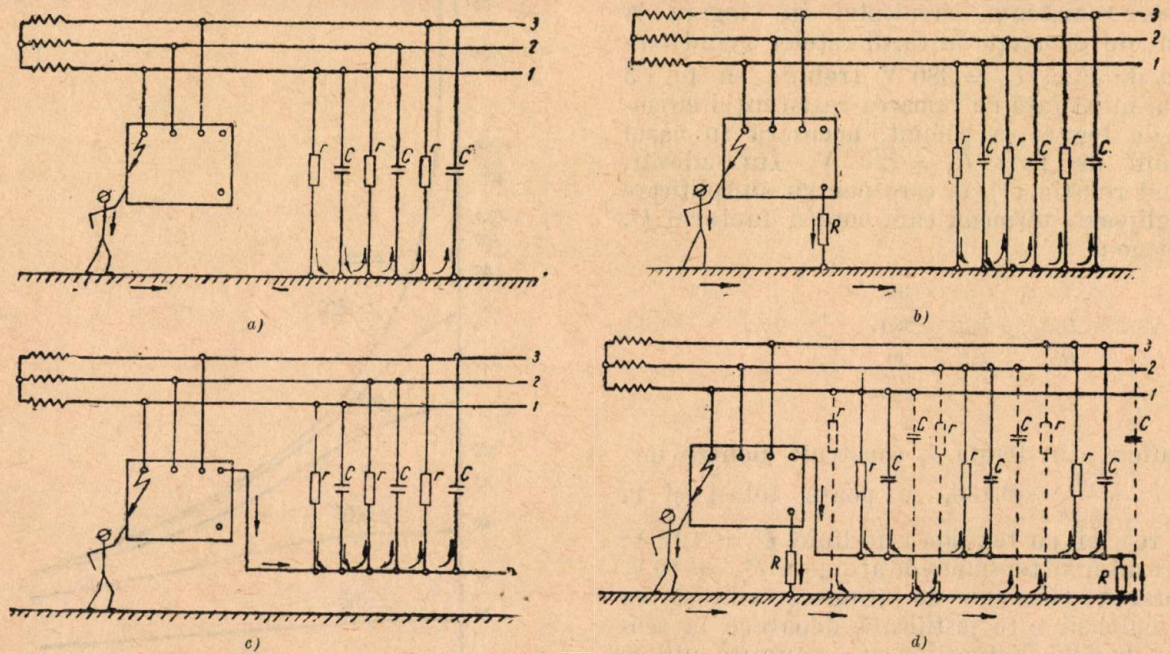


Fig. 9

echivalentă cu atingerea unei faze a rețelei. Curentul de scurgere trece prin corpul omului, prin pămînt și se întoarce în rețea prin rezistențele de izolație și capacitățile fazelor față de pămînt (fig. 9 a).

În cazul cînd carcasa utilajului este legată la o priză de pămînt locală (fig. 9 b), tensiunea de atingere care apare în cazul străpungerii izolației unei faze față de carcasă este cu mult mai mică decît tensiunea de fază. La atingerea de către om a carcasei tensiunea acesteia față de pămînt scade și mai mult deoarece rezistența rezultantă față de pămînt se micșorează :

$$R_1 = \frac{R_p \cdot R_h}{R_p + R_h}. \qquad (25)$$

Întrucît $R_p \ll R_h$ se poate considera $R_1 = R_p$.

Curentul de scurgere la pămînt este cu mult mai mare în cazul existenței legăturii la pămînt, dar acest curent se scurge prin rezistența de legare la pămînt și numai o mică parte trece prin corpul omului care atinge carcasa. În cazul cînd rezistența circuitului de legare la pămînt este mai mică decît 50 ohm, pentru tensiunea de fază $U_1 = 220$ V, respectiv sub 30 ohm pentru $U_1 = 380$ V, așa cum s-a arătat anterior, tensiunea de atingere a carcasei este sub 30 V ; deci curentul de scurgere prin corp este sub 30 mA pentru valori ale rezistenței corpului omenesc $R_h \geqslant 1\,000$ ohm.

O acțiune protectoare are legarea tuturor utilajelor electrice cu un conductor comun care să cuprindă învelișul metalic al cablurilor (fig. 9 c). În acest caz curentul de scurgere care ia naștere la străpungerea izolației față de carcasă circulă și se întoarce în rețea prin acest conductor comun, prin rezistențele de izolație și prin capacitățile fazelor față de acest conductor. Această acțiune protectoare a conductorului comun de legătură este eficace îndeosebi la rețelele de cabluri care au o mare capacitate între conductorii fazelor și învelișul metalic al acestora. Chiar în cazul lipsei legăturii carcasei cu pămîntul, atingerea de către om a carcasei este mai puțin periculoasă deoarece curentul de scurgere prin corpul omului este mic și cea mai mare parte a curentului de scurgere se întoarce în rețea prin conductorul comun de legătură.

În figura 9 d este prezentat modul de realizare a protecției prin legare la pămînt conform normelor de tehnica securității. Carcasele utilajelor și armăturile cablurilor electrice sînt unite prin conductorul general de legare la pămînt, iar fiecare carcasă este conectată la o priză de pămînt locală. În acest caz, la defectarea izolației unei faze față de carcasă, curentul de scurgere principal circulă prin conductorul de legătură comun și se întoarce în rețea prin rezistențele de izolație și capacitățile fazelor față de conductorul comun. O mică parte a curentului de scurgere trece prin legătura la pămînt, circulă prin pămînt și se reîntoarce în rețea prin rezistențele de izolație și capacitățile fazelor față de pămînt. În cazul atingerii de către om a carcasei utilajului, tensiunea de atingere este foarte mică, curentul de scurgere prin corpul omului este mic, deci nepericulos.

În cazul întreruperii conductorului comun de legare la pămînt, legătura la pămînt realizată prin priza de pămînt locală poate asigura protecţia omului în cazul atingerii unui utilaj cu defect de izolaţie. În cazul întreruperii legăturii la priza de pămînt locală, reţeaua generală de legare la pămînt asigură protecţia necesară.

Deşi legarea la pămînt de protecţie elimină pericolul electrocutării în cazul atingerii de către om a carcasei unui utilaj aflată sub tensiune datorită defectării izolaţiei uneia din faze, această protecţie nu poate fi considerată ideală. Ea este eficace numai în cazul reţelelor cu neutrul izolat deoarece numai în cazul acestui sistem de distribuţie legătura la pămînt de protecţie are ca efect micşorarea tensiunii faţă de pămînt a fazei cu defect de izolaţie faţă de carcasă. Curentul de scurgere persistă deoarece reţeaua electrică continuă să funcţioneze, iar personalul de deservire nu are nici un indiciu asupra existenţei defectului de izolaţie. Curentul de scurgere poate provoca incendii şi explozii la minele periculoase din punctul de vedere al gazului şi prafului de cărbune. Probabilitatea apariţiei incendiilor şi exploziilor este cu atît mai mare cu cît intensitatea curentului de scurgere este mai mare şi cu cît durata de existenţă a acestui curent este mai mare.

În timpul existenţei unui defect de izolaţie a unei faze faţă de carcasa unui utilaj este posibilă apariţia unui defect de izolaţie a unei alte faze a reţelei. Probabilitatea defectării izolaţiei pe o a doua fază este mărită de faptul că la defectarea izolaţiei uneia din faze tensiunile faţă de pămînt ale celorlalte două faze cresc, depăşind tensiune de fază. În cazul punerilor la pămînt intermitente apar fenomene tranzitorii şi undele de supratensiune pericliteză şi alte puncte ale reţelei cu izolaţia slăbită, provocînd străpungerea izolaţiei în aceste puncte.

În figura 10 a este ilustrat cazul existenţei a două defecte de izolaţie pe faze diferite faţă de două carcase, fiecare avînd legătură de protecţie la cîte o priză de pămînt locală.

Tensiunile faţă de pămînt ale acestor două carcase depind de raportul rezistenţelor celor două prize de pămînt. Aceste tensiuni sînt cu mult mai mari faţă de cazul existenţei unui defect de izolaţie numai pe una din faze. Dacă se micşorează rezistenţa de legare la pămînt a unei carcase, creşte în schimb tensiunea de atingere a celeilalte carcase.

Curenţii de scurgere care iau naştere în cazul defectării izolaţiei pe două din faze sînt cu mult mai mari faţă de cazul defectării izolaţiei numai a unei faze. Cînd rezistenţele prizelor de pămînt sînt mici şi rezistenţele de trecere sînt neglijabile, curentul de scurgere are valoarea curentului de scurtcircuit bifazat. Dacă intensitatea acestuia depăşeşte valoarea de reglaj a protecţiei maximale, acesta acţionează şi comandă deconectarea întreruptorului liniei respective defecte. Dacă întreruptorul este prevăzut cu protecţie maximală numai pe două faze, în unele cazuri este

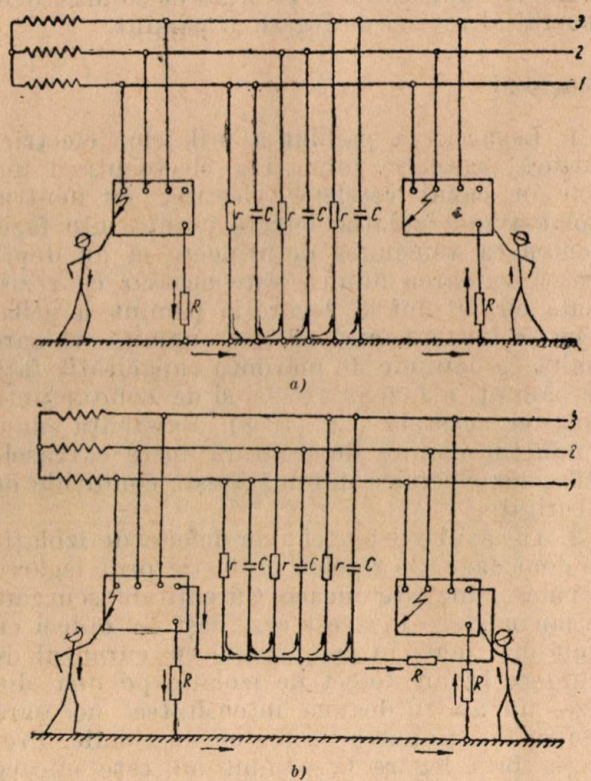


Fig. 10

posibilă neacţionarea protecţiei chiar la valori ale curentului de scurgere ce depăşesc curenţii de reglaj ai protecţiei maximale.

Nici în cazul existenţei reţelei generale de legare la pămînt, ca în figura 10 b, protecţia împotriva defectelor de izolaţie pe două faze nu este asigurată în orice condiţii. Conductorul comun de legătură dintre carcasele utilajelor cu defect de izolaţie contribuie la mărirea curentului de scurtcircuit bifazat, mărind probabilitatea acţionării protecţiei maximale.

Tensiunile de atingere ale carcaselor depind şi în acest caz de valoarea raportului dintre cele două rezistenţe ale circuitului de legare la pămînt şi nu de valorile lor absolute.

Rezultă că în cazul existenţei unor defecte de izolaţie pe două faze, reţeaua de legare la pămînt nu asigură protecţia împotriva electrocutării la atingerea unei carcase aflată sub tensiune. Funcţionarea protecţiei maximale este nesigură deoarece curenţii de scurgere pot avea intensitatea inferioară celei de acţionare a acestei protecţii.

Aceleaşi observaţii sînt valabile şi în cazul reţelei cu neutrul legat la pămînt. Defectarea izolaţiei uneia din faze, faţă de carcasă, are ca urmare producerea unui scurtcircuit. Protecţia împotriva electrocutării revine protecţiei

maximale deoarece legarea la pămînt a carcasei nu micşorează tensiunea de atingere ci măreşte curentul de scurgere, provocînd în cazul fericit acţionarea protecţiei maximale. Pentru o protecţie mai eficace este necesar ca punctul stea al transformatorului să fie legat de conductorul general al reţelei de legare la pămînt.

Concluzii

1. Legarea la pămînt a utilajelor electrice asigură protecţia împotriva electocutării numai în cazul reţelelor electrice cu neutrul izolat avînd izolaţia defectă pe una din faze. Pentru ca tensiunea de atingere să nu depăşească valoarea admisă este necesar ca rezistenţa circuitului de legare la pămînt a utilajului să fie mai mică decît o anumită valoare limită ce depinde de mărimea capacităţii faţă de pămînt, a fazelor reţelei şi de conductanţa izolaţiei acesteia (fig. 7, 8). Existenţa unui conductor comun de legătură între carcasele utilajelor electrice îmbunătăţeşte condiţiile de securitate.

2. În cazul existenţei unor defecte de izolaţie pe două faze ale reţelei, protecţia prin legarea la pămînt nu este eficace. Curenţii de scurgere ce iau naştere în acest caz, deşi de obicei cu mult mai mari în comparaţie cu curentul de scurgere la un defect de izolaţie pe una din faze, nu au totdeauna intensitatea necesară pentru funcţionarea protecţiei maximale. Protecţia prin legare la pămînt nu este eficace nici în cazul reţelelor electrice cu neutrul pus la pămînt.

3. Protecţia de bază împotriva electrocutării trebuie realizată cu ajutorul releelor de scurgere. Acestea acţionează în cazul defectării izolaţiei unei faze a reţelei şi comandă deconectarea întreruptorului reţelei respective. Se evită astfel funcţionarea reţelei cu un defect de izolaţie şi posibilitatea apariţiei defectelor de izolaţie şi pe celelalte faze. Releele de scurgere acţionează şi la atingerea de către om a unei faze a reţelei dacă rezistenţa fazei faţă de pămînt scade sub valoarea de acţionare a protecţiei.

4. Releele de scurgere trebuie folosite şi în reţelele de tensiune înaltă (3—6—10 kV). Prin aceasta s-ar evita apariţia potenţialelor ridicate pe carcasele utilajelor electrice datorită străpungerii izolaţiei reţelei de tensiune înaltă.

5. În cazul folosirii releelor de scurgere se poate renunţa la condiţiile grele impuse de actualele norme de tehnica securităţii în privinţa valorilor rezistenţei de legare la pămînt. Rezistenţa circuitului de legare la pămînt va trebui să fie aleasă numai în funcţie de parametrii reţelei (50 ohm, pentru $U_1 = 220$ V şi 30 ohm pentru $U_1 = 380$ V) pentru cazul existenţei unui defect de izolaţie numai pe una din faze. Legarea la pămînt va constitui protecţia de rezervă a protecţiei cu ajutorul releelor de scurgere.

BIBLIOGRAFIE

[1] Belîh, B. P. *Zascitnie zazemlenia i zanulenia v gornorudnoi promîşlenosti.* Metallurgizdat, 1956.

[2] Delauw, G. *Etude de la securité dans les réseaux èlectriques 500 V utilisés dans les traveaux souterrains.* Annales des mines de Belgique, nr. 9, 1964.

[3] Enciu, I. *Legarea la pămînt—mijloc important de protecţie pentru reducerea tensiunilor de atingere.* Protecţia muncii şi igiena industrială nr. 5, 1962

[4] Feist, K. H. *Erdung in Starkstromkabelnetzen.* Siemens Zeitschrift, nr. 9, 1962.

[5] Gladilin, L. V. *K voprosu o zaşcitnîh zazemleniah na predpriatiah gornorudnoi promîşlenosti* Gornîi jurnal, nr. 9, 1959.

[6] Leibov, R. M. *Uteciki v şahtnîh elektriceskih setiah.* Ugletehizdat, 1952.

[7] Lobl, O. *Erdung, Nullung und Schutzschaltung.* Springer Verlag, 1953.

[8] Manea, A. şi Loy, T. *Determinarea curenţilor de scurgere în reţelele electrice miniere şi examinarea eficacităţii folosirii aparatelor pentru controlul rezistenţei de izolaţie.* Lucrările ştiinţifice ale Institutului de mine Petroşeni, vol. III, 1962.

[9] Sufrim, M. şi Enciu, I. *Protecţia prin legarea la pămînt la instalaţiile electrice subterane din exploatările miniere.* Protecţia muncii şi igiena industrială, nr. 11, 1961.

[10] Sufrim, M. *Consideraţii asupra eficacităţii protecţiei prin legarea la pămînt şi a protecţiei prin legarea la nul în instalaţiile electrice cu tensiunea de lucru pînă la 1000 V.* Energetica, nr. 6, 1963.

[11] Şişkin, N. F. şi Mindeli, G. V. *Voprosî zascitnogo zazemlenia v nizkovoltnîh setiah.* Elektricestvo, nr. 11, 1962.

Note

Tf 2649/66
LEFORDITVA

Desprăfuirea ultrasonică a atmosferei miniere

Ing. A. *MAGYARY* și
ing. *P. PĂTRAȘCU*

Dintre procedeele eficiente de depunere a particulelor de praf aflate în suspensie, un interes deosebit prezintă procedeul acustic. Prin acest procedeu se pot depune particule foarte fine care nu se depun prin alte procedee.

În nota de față sînt prezentate unele contribuții ale autorilor la corelarea anumitor mărimi fizice ce caracterizează particulele de praf cu frecvența cîmpului coagulativ.

Procesul de coagulare decurge în mod diferit în funcție de densitatea particulelor, de frecvența și intensitatea cîmpului sonor.

Din soluția ecuației diferențiale a mișcării particulelor în mediul oscilant, neglijînd termenul aperiodic, rezultă coeficientul de antrenare B_1:

$$\frac{X_p}{X_G} = \frac{1}{\sqrt{\left(\frac{4\pi\rho\, r^2 f}{9\eta}\right)^2 + 1}}$$

unde :

X_p este amplitudinea oscilației particulei ;
X_G — amplitudinea oscilației mediului ;
ρ — densitatea particulei ;
r — raza particulei ;
f — frecvența oscilațiilor ;
η — coeficientul de viscozitate al mediului.

cientul de viscozitate a aerului a fost considerat în toate cazurile $\eta = 0{,}00017$.

Rezultatele calculelor sînt sintetizate în figura 1, unde sînt ilustrate diagrame pentru particule cu densitatea $\rho = 1$. Se observă că aceste curbe în vecinătatea dreptei $\frac{X_p}{X_G} = 1$ și $\frac{X_p}{X_G} = 0$ (axa absciselor) se aplatizează foarte mult, coeficientul de antrenare avînd variații neînsemnate pentru variații destul de pronunțate ale dimensiunilor particulelor. Panta curbelor atinge valoarea maximă între $\frac{X_p}{X_G} = 0{,}8$ și $\frac{X_p}{X_G} = 0{,}2$ (dreptele M și M_1). Numai în acest interval particulele oscilează corespunzător dimensiunilor lor.

Acest lucru devine și mai evident dacă se iau pe axa absciselor valorile lui r, pe axa ordonatelor valorile lui f, iar ca parametru se consideră coeficientul de antrenare, cum s-a făcut în figura 2, unde dreptele 1 și 2 corespund valorilor 0,2 și 0,8 ale coeficientului de antrenare.

În domeniul A, amplasat în stînga dreptei $\frac{X_p}{X_G} = 0{,}8$,

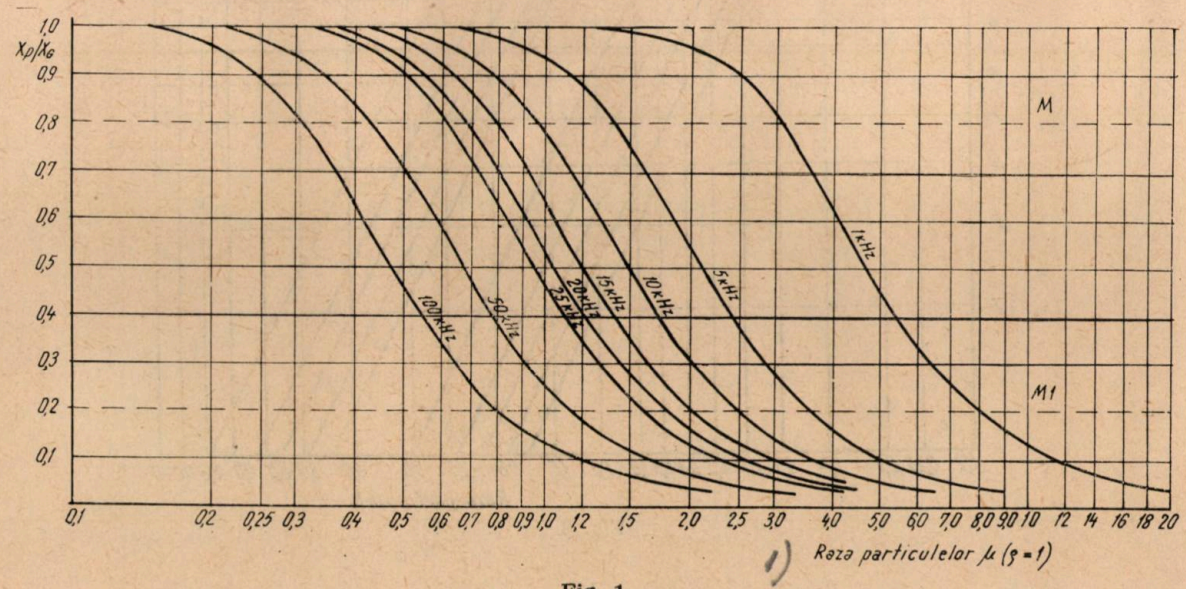


Fig. 1

Determinarea valorii coeficientului de antrenare s-a efectuat în ipoteza variației continue a parametrilor : dimensiunea particulelor, densitatea lor și frecvența cîmpului acustic. Astfel calculele s-au efectuat pentru următoarele valori ale parametrilor : $r = (0{,}1 \div 20)\ \mu$; $f = (1 \div 100)$ kHz. Coeficientul de viscozitate a aerului a fost considerat în toate cazurile $\eta = 0{,}00017$.

toate particulele sînt antrenate de aer, iar în domeniul C, amplasat în dreapta liniei $\frac{X_p}{X_G} = 0{,}2$, ele sînt în repaus. În domeniul intermediar B, particulele oscilează în confor-

mitate cu dimensiunile lor, cu diferite amplitudini. Poziția dreptelor 1 și 2 din figura 2 variază în funcție de densitatea particulelor. Pe baza celor de mai sus s-a trasat nomograma

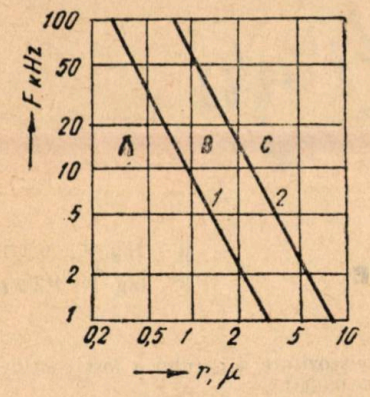


Fig. 2

Astfel, de exemplu, pentru aerosoli cu raza particulelor de 0,8 pînă la 2μ, cea mai bună acțiune de coagulare o au undele cu frecvența de 15 kHz (densitatea particulelor $\rho = 1$).

Din datele statistice privind compoziția dimensională a prafului rezultă că majoritatea covîrșitoare (93—98%) a particulelor ce compun praful au dimensiuni sub 5μ ($r = 2{,}5\mu$).

Ținînd seamă de faptul că în atmosfera minieră se pot afla în suspensie particule cu densități diferite, se poate lua ca limită inferioară a densității $\rho = 1$.

Totodată considerăm ca limită superioară a dimensiunilor particulelor asupra cărora se aplică efectul de coagulare de 5μ.

În aceste condiții, conform nomogramei din figura 3, limita inferioară a frecvenței cîmpului sonor aplicat este de 10 kHz. Limita superioară a frecvenței trebuie să fie în concordanță cu posibilitățile de variație a acesteia în cadrul sursei ultrasonore preconizate.

Scopul urmărit este ca spectrul acustic al cîmpului să cuprindă o gamă de frecvențe cît mai largă care poate să provoace și depunerea particulelor cu dimensiuni foarte mici.

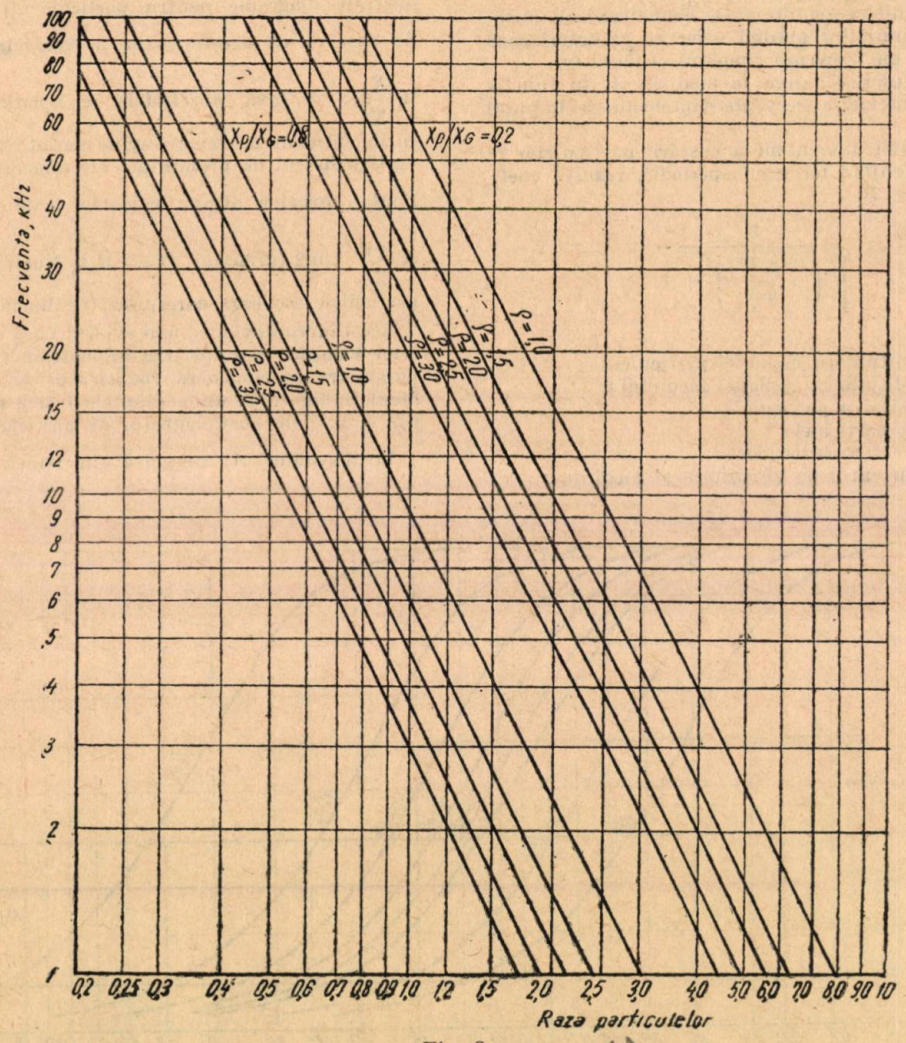


Fig. 3

din figura 3 care poate servi pentru determinarea frecvenței optime ce trebuie să se aplice la depunerea prafului în cazul cînd se cunoaște domeniul de variație al dimensiunilor particulelor și densitatea acestora.

Nomograma propusă permite stabilirea frecvenței optime pentru particule avînd raze între 0,2 și 8μ și densitatea între 1 și 3.

Datorită multiplelor avantaje față de alte surse ultrasonore, cea preconizată de autori este sirena statică, cu o frecvență reglabilă între 10 și 50 kHz.

Conform nomogramei din figura 3 această bandă de frecvență este adecvată pentru depunerea particulelor cu raza între 2,5 și 0,24 μ ($\rho = 3$), care cuprinde aproape întreaga gamă a dimensiunilor particulelor în suspensie.

Studiul pentru găsirea variantei optime din punct de vedere constructiv al sirenei statice cu frecvență reglabilă este în continuare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bergman, L. *Ultraschall und Seine Anwendung in Wissenschaft und Technik.* Zurich, 1954.

[2] Rudenko, K.G. și Kalmîkov, A.V. *Obespîlivanie i pîleulavlivanie pri obrabotke poleznîh iskopaemîh.* Moskva, 1963.

[3] * * * Colliery Engineering, nr. 346, 1952, p. 524—525.

[4] Gherșagal, D.A. și Fridman, V.M. *Aparate cu ultrasunete.* Traducere din limba rusă. București, 1962.

Orientarea polară a carotelor

Ing. *M. POPP*,
geol. *T. RUSU* și
ing. *Al. VORONCA*

Cunoașterea orientării direcției stratelor este deosebit de importantă, atît din punct de vedere geologic, cît și economic pentru următoarele considerente :

— determinarea orientării căderii stratelor întîlnite de sondaje poate lămuri mai clar și mai precis structurile geologice și poate detecta eventualele deranjamente tectonice ;

— numărul de sonde necesare pentru precizarea unei structuri geologice va fi mai redus dacă se va putea cunoaște orientarea stratelor întîlnite de găurile de sondă, deci explorarea structurilor geologice în viitor va putea fi mai economică și mai eficientă.

Comisia republicană de rezerve a prevăzut ca prin sondele de explorare privind zăcămintele de cărbuni din categoria a treia să se determine obligatoriu direcția înclinării stratelor întîlnite.

Orientarea căderii stratelor în găurile de sondă se poate obține prin mai multe procedee. Calcularea direcției căderii stratelor din trei sonde vecine presupune existența unor strate reper clare în cele trei sonde și lipsa oricăror deranjamente tectonice sau de depunere între aceste sonde, ceea ce nu se cunoaște totdeauna dinainte, motiv pentru care se poate calcula o direcție greșită, iar acest procedeu presupune neapărat existența celor trei sonde.

În prezent se cunosc procedee geofizice și de carotaj mecanic care permit determinarea direcției înclinării stratelor în fiecare sondă printre care :

a. *Pandajmetria continuă* care se obține din trei curbe de rezistivitate sau *PS*, situate la 120° una de alta, din care una este orientată față de nordul magnetic (vezi raportul secției geofizice din anul 1958, p. 30—32). Cele trei curbe permit să se determine, la orice adîncime a găurii de sondă, căderea și direcția stratelor. Acest procedeu însă nu poate fi utilizat în găurile de diametru mic al sondezelor, dispozitivele de fund existente putînd fi utilizate numai pe găuri cu un diametru minimal de 190 mm.

b. *Metoda electromagnetică* (Schlumberger) este bazată pe electroanizotropia rocilor sedimentare, ca o consecință a stratificației lor. Ca o urmare a acestei stratificații, suprafețele echipotențiale formate în jurul unui electrod, prin care se emite un curent electric în gaura de sondă, nu mai sînt suprafețe sferice, ci niște elipsoizi de revoluție, mai mult sau mai puțin regulați. Prin dispozitive electrice adecvate se poate determina în gaura de sondă direcția axului principal al elipsoizilor, care este dirijat în sensul căderii stratelor. Acest procedeu poate să indice numai sensul căderii stratelor nu și unghiul respectiv ; din acest motiv în industria petrolului el a fost înlocuit cu pandajmetria continuă, care poate da, din interpretarea celor trei curbe, atît direcția căderii straterlor, cît și unghiul respectiv.

c. *Metode mecanice* bazate pe extragerea de carote orientate cu carotiere speciale. În prezent extragerea de carote orientate în găurile mici de sondeză este încă în fază experimentală.

Metoda orientării polare a carotelor este bazată pe orientarea acestora din determinarea direcției magnetismului remanent față de nordul magnetic din timpul depunerii rocilor.

Încă din anul 1927 s-a observat că sînt unele roci care reține un anumit magnetism a cărui orientare poate fi determinată. Aceste observații au dus la cercetarea posibilității măsurării polarității reziduale în grăunțele minerale care compun rocile sedimentare, construindu-se aparate suficient de sensibile care să poată determina direcția nordului magnetic în probele de teren. În consecință, ele pot fi orientate în raport cu nordul magnetic al rocilor.

Multe minerale au proprietatea de a se magnetiza pe direcție și de a reține o parte din magnetismul terestru.

Bazat pe proprietățile lor magnetice Crock a făcut următoarea clasificare a mineralelor :

puternic magnetice :	magnetita, pirotina ;
moderat magnetice :	ilmenita, cromita, almandina, glauconita ;
slab magnetice :	monazita, staurolita, turmalina ;
practic nemagnetice :	cuarțul, feldspatul, zirconiul, kianita, spinelul.

Se observă că unele roci sedimentare nu posedă magnetism remanent, ca de exemplu : anhidritul, dolomitul, diatomitul și calcarul.

Magnetizarea remanentă este proprietatea unor minerale de a primi și reține parțial magnetizarea chiar după extragerea lor din subsol.

Originea magnetismului remanent

Depunerea particulelor rocilor sedimentare în mări și lacuri, în timpul perioadei de suspensie în apa respectivă, s-a făcut sub influența cîmpului gravitației și al cîmpului magnetic terestru respectiv, obligîndu-le să se orienteze astfel încît rocile care au luat naștere să prezinte o direcție de magnetizare care să coincidă cu direcția magnetismului terestru din timpul depunerii lor. Aceasta a fost confirmată și de experiențele de laborator care au cercetat stabilitatea în timp a magnetismului terestru reținut de roci.

Cu diferite metode, din care unele le vom descrie în cele ce urmează, s-au putut determina elementele magnetice ale locului pentru epoci îndepărtate în timp. O aplicație foarte importantă a acestor determinări paleogeomagnetice a permis fixarea polilor magnetici în trecutul geologic al globului terestru.

Metoda determinării magnetismului remanent cu ajutorul a două ace astatice

Dispozitivul este format din două ace magnetice, astatic compensate, dispuse într-un plan vertical și suspendate de un fir flexibil de cupru-beriliu.

Cînd polul sudic al probei este apropiat de ace, capătul nord al acului magnetic inferior este atras și cel sudic este respins, provocînd o ușoară rotire a dispozitivului într-un plan orizontal.

Cînd polul nordic al probei este apropiat de dispozitiv, are loc o mișcare similară, dar de sens contrar.

Rotirea dispozitivului acelor magnetice, rotire care depinde de intensitatea magnetismului remanent, este transmisă printr-o oglindă pe care se reflectă o rază de lumină. Raza reflectată este înregistrată pe o hîrtie fotografică, sub forma unor curbe, din interpretarea cărora se poate determina

direcția magnetismului remanent în comparație cu căderea stratelor.

Acest dispozitiv a cărui sensibilitate era redusă a fost unul din primele aparate puse la dispoziția geologilor încă din anul 1937, și a permis determinarea orientării polare numai a carotelor cu un magnetism remanent de intensitate mare.

Metoda determinării magnetismului remanent cu ajutorul creării unui cîmp magnetic provocat între două bobine

Acest aparat a fost construit de ing. Al. Costa-Foru și ing. Petre Ghelfan în cadrul I.L. Geo. a M.I.P.C. și este bazat pe principiul determinării magnetismului remanent cu ajutorul unui cîmp magnetic provocat de două bobine Helmholtz. Aparatul are o sensibilitate de 10^{-7} u.e.m. C.G.S., suficientă pentru a determina direcția magnetismului remanent la majoritatea carotelor din sedimentar.

Carota de cercetat se suspendă de un fir flexibil care totuși, prin rotire, poate provoca un moment de torsiune ce se opune la rotirea probei. Cu ajutorul celor două bobine Helmholtz diametral opuse, așezate în jurul probei, se creează un cîmp magnetic artificial. Datorită magnetismului remanent pe care-l are carota, aceasta se comportă în cîmpul magnetic al celor două bobine ca un ac magnetic, rotindu-se de un număr de grade ce depinde de intensitatea magnetismului remanent, de intensitatea cîmpului magnetic provocat de cele două bobine, de unghiul făcut de direcția magnetismului remanent cu aceea a cîmpului artificial creat, precum și de momentul de torsiune provocat în firul flexibil.

După aceasta se rotește cîmpul magnetic artificial, provocat de cele două bobine, cu 90°, refăcîndu-se măsurătorile în această poziție a cîmpului magnetic și după aceea se poate calcula direcția magnetismului remanent al carotei.

Datele obținute prin oricare din procedeele descrise mai sus trebuie corectate ținînd seamă de înclinarea găurii de sondă și de direcția respectivă din porțiunea de gaură de unde carota a fost extrasă, întrucît găurile de sondă nu sînt verticale. Apoi, direcția stratelor obținută trebuie să fie corectată în raport cu variația direcției magnetismului terestru în timpul perioadelor geologice și ea poate fi dată în raport cu nordul geografic dacă se face corecția datorită declinației magnetice din regiunea respectivă.

*

Procedeele descrise permit determinarea direcției stratelor, din carotele extrase din sonde, chiar și din carote mai vechi, cu condiția ca ele să nu fi fost depozitate în vecinătatea unor influențe magnetice puternice care să fi schimbat magnetismul remanent al carotelor.

În industria petrolului s-au făcut determinări de orientări polare și au fost controlate cu lucrările geologice cunoscute, obținîndu-se următoarele rezulatate :

— la 76% din carotele analizate s-au confirmat rezultatele orientării lor pe baza magnetismului remanent;

— la 16% nu s-au putut verifica rezultatele orientării;

— la 8% rezultatele orientării polare nu au corespuns cu situația geologică cunoscută.

Cele 8% de nepotriviri pot fi datorate unor cauze externe ce au modificat polaritatea carotelor, eventual unor erori de interpretare geologică și în special unei polarizări inverse naturale care din statisticile întocmite poate ajunge pînă la 5%.

În momentul de față în industria petrolului se contează pe un rezultat sigur de 95%, așa că orientarea carotelor pe baza magnetismului remanent a ajuns o practică curentă. Celelalte procedee de orientare (pandajmetria continuă, carote orientate) au dat rezultate mai puțin eficiente.

Începînd cu anul 1960 T.P.E.M. a inițiat primele măsurători de orientare polară a unor carote din Valea Jiului. Primele rezultate obținute au fost prezentate sub forma unui referat la 17 februarie 1962, în care, în rezumat, se arăta următoarele :

Pînă la sfîrșitul anului 1961 s-au orientat polar 48 carote. Rezultatele obținute au fost comparate cu studiul de cartare al Văii Jiului întocmit de geologul Th. Borș, care însă nu putea oglindi întocmai situația din subsolul Văii Jiului, care este puternic tectonizat și a fost depus și sub formă deltaică. Rezultatele obținute din această comparație au fost :

— la 50% din carotele analizate s-au confirmat rezultatele orientării polare a carotelor;

— la 27% orientarea era posibilă ținîndu-se seamă de situația geologică de la suprafață (falii, zone puternic frămîntate);

— la 23% rezultatul orientării polare a carotelor nu a coincis cu cartarea de la suprafață.

Din cele de mai sus rezultă că 77% din orientările obținute au fost în concordanță cu cartarea de la suprafață, iar 23% din rezultate erau discutabile în ceea ce privește situația din subteran. Rezultatul obținut fiind interesant, ținînd seama că și procedeul ales pentru confirmarea lui nu a fost cel mai indicat, s-au continuat încercările de orientare, schimbîndu-se metoda de verificare. S-au luat carote din două zăcăminte de cărbuni (Ceptura și Valea Jiului), au fost rupte în două pînă la patru bucăți care au fost orientate polar, obținîndu-se rezultatele din tabela 1.

Tabela 1

Rezultatele orientărilor magnetice a carotelor din zăcămintele de cărbuni Ceptura și Valea Jiului

Nr. crt.	Nr. probei	Orientarea polară a căderii stratelor, °	Diferența de orientare a probelor din aceeași carotă, °	Căderea stratelor, °
1	5	100	35	15
2	27	135		15
3	3	174	11	16
4	22	163		16
5	42	218	8	25
6	45	210		25
7[1]	43	150	24	14
8	14	178	4	15
9	49	188	14	15
10	51	180	6	15
11	10	189	24	23
12	40	165		23
13	1	223	1	18
14	28	224		18
15[2]	52	226	9	25
16	29	230	13	24
17	38	195	12	24
18	7	67	10	6
19	16	57		6
20	6	45	45	20
21	12	90		20
22	23	65	20	18
23	31	45		18
24	15	131	29	11
25	37	160		13
26	30	61	19	25
27	41	42		25
28[3]	32	120	55	13
29[3]	35	65		13
30	11	90	100	20
31[4]	18	350		19
32	2	287	48	5
35[5]	17	335		8

Observații:

1) Pentru aceste 4 bucăți, făcînd parte din aceeași carotă, comparația orientării s-a făcut cu media (174°) celor 4 orientări a bucăților.

2) Pentru aceste trei bucăți, făcînd parte din aceeași carotă, comparația orientării s-a făcut cu media (217°) celor 3 orientări a bucăților.

3) Magnetizare foarte slabă, stratificația ondulată.

4) Magnetizare f.f. slabă.

5) Magnetizare f. slabă.

Dacă se iau în considerație carotele ce au un magnetism remanent suficient de mare care să permită o orientare clară, diferența medie de orientare a fost de 18°, cea minimă de 1° și cea maximă de 45°, rezultat pe care-l socotim bun. (Notăm că din probele analizate 81% au dat rezultatul de mai sus, adică au avut un magnetism remanent suficient de mare pentru a avea o orientare polară corectă.)

S-au făcut măsurători de orientare și asupra unor probe de teren din Valea Jiului, colectate de la suprafață, a căror primă orientare a fost măsurată în situ și pe urmă în laborator.

S-a constatat o diferență medie de orientare de 17°6′, adică o valoare apropiată de media orientării carotelor (18°).

Ținîndu-se seamă de rezultatele obținute în cadrul întreprinderii noastre și de cele obținute în industria petrolului pe plan mondial, conducerea trustului nostru a aprobat ca orientarea polară a carotelor să fie considerată ca o metodă de investigare geologică curentă și ca rezultatele obținute să fie luate în considerare în studiile geologice care se fac în scopul determinării rezervelor de substanțe minerale solide.

Pentru punerea în aplicare a acestei metode, se fac următoarele recomandări:

— se vor trimite carote pe cît posibil în lungimi de minimum 20 cm, pentru a putea fi rupte în cel puțin două bucăți fiecare carotă, în scopul obținerii a două orientări din fiecare carotă, luîndu-se media lor;

— carotele vor trebuie să aibă o stratificație clară și neondulată, pentru ca orientarea să se poată face cu precizia cuvenită;

— se va marca partea superioară a carotei;

— în borderoul cu care se vor înainta carotele va trebui să se comunice direcția și înclinarea găurii de sondă, pentru ca să se facă corecțiile necesare;

— se vor lua în considerație numai rezultatele sigure, adică ale orientărilor făcute numai asupra carotelor ce posedă un magnetism remanent normal, nu și a celor ce posedă un magnetism foarte slab, acestea din urmă putînd indica aproximativ numai cadranul de orientare a lor.

BIBLIOGRAFIE

[1] Costa-Foru, Al. și Ghelfan, P. *Raport, tema 96.* București, I.L. Geo. M.I.P.C., 1960.

[2] Costa-Foru, Al. ș.a. *Studiu asupra proprietăților magnetice ale unor roci sedimentare din R.P.R.* Probleme de geofizică. Vol. I, Ed. Academiei R.P.R., 1961.

[3] Krutihovskaia, A.Z. *Orientarea carotelor de cuarțit feruginos cu magnetometrul M 2.* Razvedka i ohrana nedr nr. 11, 1959.

[4] Kujelov, G.K. *O vozmojnosti otbora orientirovannih obrazțov gornih porod dlia izmerenia ih ostatocinogo namagnicenia.* Razvedka i ohrana nedr, nr. 4, 1956.

[5] Lynton, E.D. *Geophysics* Vol. 3, 1938.

[6] Lynton, E.D. *Geophysics* Vol. 5, 1940.

[7] Nagata, T. *Rock-magnetism,* Tokyo, 1953.

[8] Prikel, G. *Erdöl Zeitschrift,* nr. 7, 1958.

[9] Runcorn, K.S— *Ann. de Géophys.,* 15, 1959, p. 1.

Studiul caracteristicilor elastice ale lemnului de mină printr-o metodă de încercare nedistructivă

Conf. ing. *N. POPESCU*

Industria minieră, în special cea carboniferă, folosește cantități însemnate de material lemnos pentru susținerea lucrărilor miniere. Aceasta din cauză că lemnul prezintă o serie de proprietăți tehnico-economice superioare altor materiale.

Dimensionarea rațională a elementelor susținerilor miniere este legată însă de cunoașterea caracteristicilor elastice ale materialului, care la lemn — datorită particularităților sale fizico-chimice — variază nu numai de la o esență la alta, ci și în cadrul aceleiași esențe. Din această cauză este necesar să se efectueze numeroase încercări, de mare precizie, ceea ce este greu de realizat cu mijloacele și metodele cunoscute.

În cele ce urmează vom da o nouă metodă și vom descrie un aparat care permite determinarea cu ușurință a acestor caracteristici elastice. Încercarea — prin această metodă — efectuîndu-se fără distrugerea materialului, pe aceeași epruvetă se pot determina, atît modulul de elasticitate longitudinal E, cît și modulul de elasticitate transversal G, lucru imposibil de realizat prin metodele recomandate de STAS 337—51 și STAS 1037—51.

1. Metoda de lucru și aparatura

În principiu, metoda constă în generarea unor oscilații de încovoiere sau de răsucire în epruveta de încercat, cu ajutorul a două pendule de aceeași greutate, cuplate, elementul de cuplaj fiind chiar epruveta ce se încearcă și măsurarea perioadei bătăilor, care se obțin prin suprapunerea oscilațiilor date de pendule peste oscilațiile proprii ale epruvetei.

Pentru efectuarea încercării, epruveta — care are forma unei bare cu secțiunea transversală cilindrică — este așezată în poziție verticală, cu capătul inferior încastrat într-un postament, iar capătul superior fixat într-o pîrghie orizontală, la extremitățile căreia se află suspendate — prin intermediul unor cuțite — pendule identice. Suporturile cuțitelor sînt astfel dispuse încît pendulele pot oscila, fie în același plan, fie în plane diferite. În primul caz, oscilațiile pendulelor generează în epruvetă oscilații de încovoiere, în timp ce în al doilea caz, oscilațiile generate în epruvetă sînt oscilații de răsucire.

Dacă un pendul este deviat de la poziția sa de echilibru și lăsat apoi liber, el va începe să oscileze și datorită elasticității epruvetei va oscila și pendulul aflat la extremitatea opusă a pîrghiei orizontale. În timp ce amplitudinea oscilațiilor primului pendul începe să se micșoreze, amplitudinea oscilațiilor celui de-al doilea pendul se mărește, atingînd maximul cînd primul pendul s-a oprit. După aceasta, primul pendul începe să oscileze din nou, în timp ce amplitudinea oscilațiilor celui de-al doilea pendul se micșorează, pînă ce pendulul se oprește.

Timpul dintre două opriri succesive ale unui pendul reprezintă perioada bătăilor, care se poate măsura cu ajutorul unui cronometru.

Schematic, aparatul, pentru cazul că este folosit la determinarea modulului de elasticitate longitudinal E, este reprezentat în figura 1.

Dacă aparatul se folosește la determinarea modulului de elasticitate transversal G, cele două pendule trebuie să oscileze în plane paralele, așa cum se arată în figura 2 a și 2 b (în figura 2 b dîndu-se proiecția în planul XAY a instalației în timpul mișcării pendulelor).

În ambele cazuri, întreaga instalație poate fi considerată ca un sistem cu trei grade de libertate, astfel că înlocuind bara AD (epruveta ce se încearcă) printr-un oscilator liniar, neamortizat și aplicînd ecuațiile lui Lagrange se obține ecuația mișcării sistemului, a cărei rezolvare conduce la stabilirea

următoarelor formule de legătură dintre modulul de elasticitate longitudinal E și perioada bătăii τ_e, respectiv dintre modulul de elasticitate transversal G și perioada bătăii τ_g :

$$E = A + B\,\tau_e, \tag{1}$$

$$G = C + D\,\tau_g, \tag{2}$$

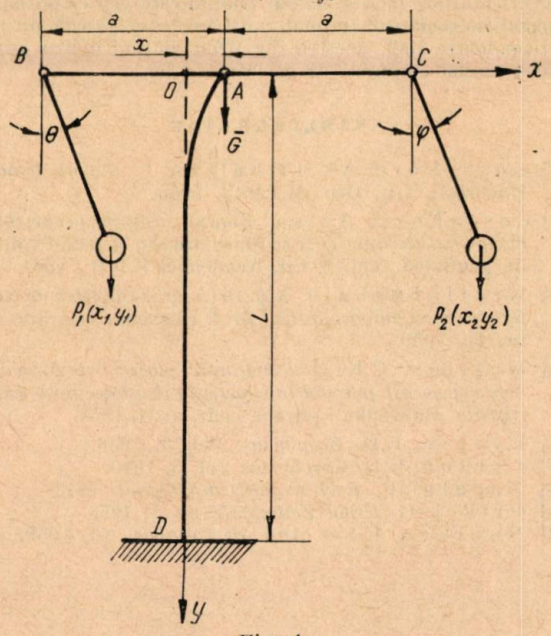


Fig. 1

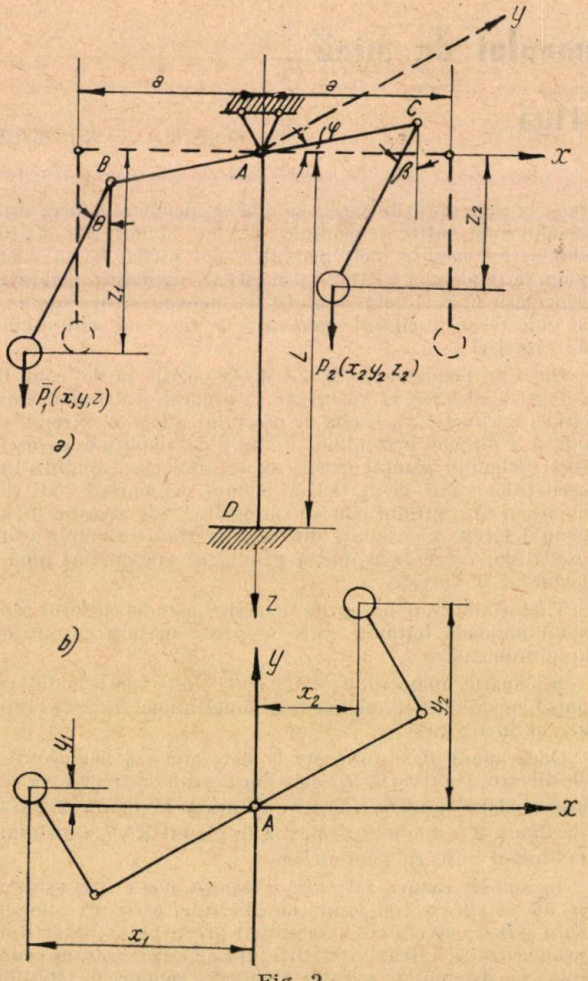


Fig. 2

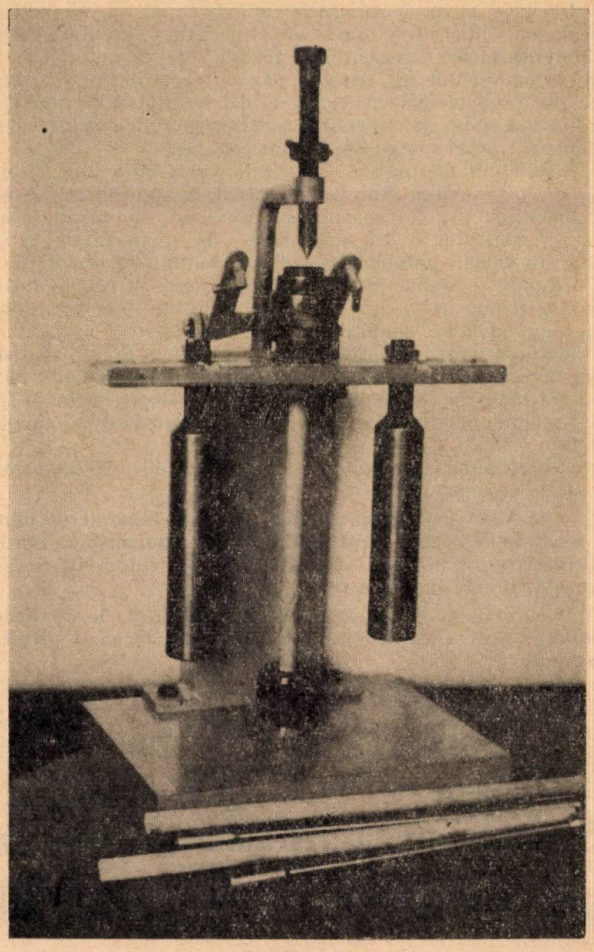


Fig. 3

unde A, B, C și D sînt constante ale aparatului.

Pentru realizarea ipotezelor teoretice, reprezentate prin schemele date în figurile 1 și 2, aparatul a fost astfel conceput încît să poată fi folosit atît pentru determinarea modulului de elasticitate longitudinal E, cît și pentru determinarea modulului de elasticitate transversal G, schimbîndu-se numai planele de oscilație ale pendulelor și asigurîndu-se — în cazul determinării constantei elastice G — împiedicarea deplasării capătului superior al epruvetei.

În figura 3 se dă fotografia aparatului cu epruveta montată în vederea determinării modulului de elasticitate E.

Constantele acestui aparat depind de lungimea teoretică L a epruvetei (distanța dintre planele de încastrare) și diametrul secțiunii transversale d al epruvetei, avînd expresiile :

$$A = 0{,}94\,\frac{L^3}{d^4};\quad B = 1{,}11\,\frac{L^3}{d^4};\quad C = 130\,\frac{L}{d^4};\quad D = 330\,\frac{L}{d^4}, \tag{3}$$

2. Rezultatele experimentale obținute la încercarea lemnului de mină

Încercările s-au efectuat pe epruvete cilindrice, cu diametrul de 15 mm și lungimea totală de 315 mm (lungimea de calcul L fiind de 215 mm).

În acest caz formulele (1) și (2), ținînd seama de expresiile (3), devin :

$$E = 1890 + 2370\,\tau_e; \tag{4}$$

$$G = 550 + 1400\,\tau_g. \tag{5}$$

Pentru încercări s-au folosit cinci esențe de lemn — brad, fag, stejar, ulm și salcîm — confecționîndu-se cîte 9 epruvete din fiecare esență de lemn.

Deoarece s-a urmărit și variația modulului de elasticitate pe secțiunea transversală a trunchiului arborelui, acesta a fost împărțit în trei zone caracteristice, echidistanțate, dispuse ca în figura 4, din fiecare zonă extrăgîndu-se cîte trei epruvete, avînd axa paralelă cu fibrele. Epruvetele n-au avut

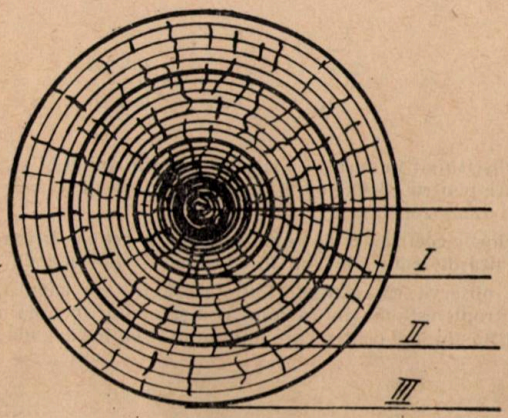


Fig. 4

defecte (lemnul din care au fost confecționate îndeplinind condițiile prevăzute în STAS 256—55, umiditatea lor fiind de 15 %, iar încercarea efectuîndu-se la temperatura de 20°C.

Tabela 1

Lemn de brad

Proba		Perioada bătăii, s.		Caracteristicile elastice, kg/cm²		α
zona	nr.	τ_e	τ_g	E	G	
	1	40	7,0	96 770	10 350	
	2	43	7,3	103 800	10 770	
I	3	41	7,3	100 950	10 770	
	media	—	—	100 507	10 630	14,9
	4	45	7,0	108 540	10 350	
	5	40	7,1	96 770	10 490	
II	6	43	7,0	103 800	10 350	
	media	—	—	103 037	10 397	15,8
	7	36	6,5	87 210	9 650	
	8	37	6,0	89 580	8 950	
III	9	39	6,6	94 320	9 790	
	media	—	—	90 370	9 463	15,1

Tabela 2

Lemn de fag

Proba		Perioada bătăii, s.		Caracteristicile elastice, kg/cm²		α
zona	nr.	τ_e	τ_g	E	G	
	10	51	13,5	122 760	19 450	
	11	42	14,0	125 130	20 150	
I	12	49	12,7	118 020	18 330	
	media	—	—	121 970	19 310	8,63
	13	56	13,0	134 610	18 750	
	14	65	10,5	155 940	15 250	
II	15	59	11,6	141 720	16 796	
	media	—	—	144 090	16 932	13,02
	16	47	13,0	113 280	18 750	
	17	65	10,5	155 940	15 250	
III	18	51	12,5	122 760	18 050	
	media	—	—	130 660	17 350	11,06

Tabela 3

Lemn de stejar

Proba		Perioada, bătăii, s.		Caracteristicile elastice, kg/cm²		α
zona	nr.	τ_e	τ_g	E	G	
	19	35	14,0	84 840	20 150	
	20	42	13,5	101 430	19 450	
I	21	39	13,5	94 320	19 450	
	media	—	—	93 563	19 683	5,51
	22	45	12,0	108 540	17 350	
	23	46	12,5	110 910	18 050	
II	24	48	12,5	115 650	18 050	
	media	—	—	111 700	17 817	8,31
	25	44	12,0	106 170	17 350	
	26	42	11,5	101 430	16 650	
III	27	45	12,5	108 540	18 050	
	media	—	—	105 380	17 350	8,15

Tabela 4

Lemn de ulm

Proba		Perioada bătăii, s.		Caracteristicile elastice, kg/cm²		α
zona	nr.	τ_e	τ_g	E	G	
	28	44	11,5	106 170	16 650	
	29	42	10,5	101 430	15 250	
I	30	43	12,0	103 800	17 350	
	media	—	—	103 800	16 417	8,65
	31	49	12,0	118 020	17 350	
	32	44	10,0	106 170	14 550	
II	33	48	11,0	115 650	15 955	
	media	—	—	113 280	15 952	10,20
	34	37	11,0	89 580	15 955	
	35	39	11,5	94 320	16 650	
III	36	41	10,5	100 950	15 250	
	media	—	—	94 500	15 952	7,85

Tabela 5

Lemn de salcîm

Proba		Perioada bătăii, s.		Caracteristicile elastice, kg/cm²		α
zona	nr.	τ_e	τ_g	E	G	
	37	50	20,0	120 390	28 550	
	38	67	18,0	160 680	25 750	
I	39	58	17,0	139 350	24 350	
	media	—	—	140 140	26 217	6,69
	40	59	21,0	141 720	29 950	
	41	63	15,0	151 200	21 550	
II	42	66	19,0	158 310	27 150	
	media	—	—	150 410	26 217	7,46
	43	55	17,0	130 350	24 350	
	44	65	19,0	155 940	27 150	
III	45	58	18,0	139 350	25 750	
	media	—	—	141 880	25 750	7,02

Rezultatele încercărilor sînt date în tabelele 1—5, care conțin, atît perioadele bătăilor τ_e și τ_g (coloanele 3 și 4), cît și valorile modulelor de elasticitate E și G (coloanele 5 și 6), calculate cu formulele (4) și (5).

3. Interpretarea rezultatelor

Analizînd rezultatele experimentale din cele 5 tabele, se constată că modulul de elasticitate longitudinal E, la toate esențele, este maxim pentru lemnul din zona II-a (cu excepția bradului pentru care maximum se obține în zona I-a) și minimum în zona I (cu excepția ulmului și bradului, pentru care minimum se obține în zona III-a, respectiv în zona II-a).

Modulul de elasticitate transversal G, la toate esențele, este maxim în zona I-a și minim în zona III-a (cu excepția fagului, pentru care minimum se obține în zona II-a).

Lemnul fiind un material anizotrop, nu poate fi vorba de determinarea coeficientului de contracție transversal μ, pe baza cunoscutei relații :

$$\mu = \frac{E}{2G} - 1, \qquad (6)$$

ca la materialele izotrope. Aplicarea acestei formule în cazul lemnului dă valori pentru μ mult superioare limitei maxime, care este 0,5.

Se poate obține însă un coeficient care să caracterizeze gradul de anizotropie al lemnului, în comparație cu un alt material, considerat izotrop. Notînd cu α coeficientul de anizotropie și luînd sticla (care are coeficientul $\mu_S = 0{,}25$) drept material de comparație, se poate defini acest coeficient prin relația :

$$\alpha = \frac{\frac{E}{2G} - 1}{\mu_s} = \frac{\frac{E}{2G} - 1}{0{,}25} = \frac{E - 2G}{0{,}5\,G}. \qquad (7)$$

Substituind în această expresie valorile lui E și G, determinate pentru sticlă, se obține $\alpha = 1$ (caz pentru care materialul este izotrop).

Valorile coeficientului de anizotropie α, pentru fiecare zonă și esență de lemn, s-au dat în coloanele 7 din tabelele 1 — 5.

Se observă că, pentru toate esențele, coeficientului de anizotropie este maxim în zona II-a și minim în zona I-a (cu excepția ulmului pentru care minimum se obține în zona III-a).

Aspectele mineritului submarin

Din cercetarea oceanelor în cadrul anului geofizic, efectuată de S.C.O.R. (Scientific Committee of Oceanographic Research), a rezultat între altele o imagine mai clară asupra constituției geografice a fundului acestora.

Din punct de vedere geologic și minier aceste cercetări prezintă un deosebit interes în urma constatării că pe fundul Oceanului Pacific și Atlantic se găsesc în mai multe locuri îngrămădiri mari de minereu de mangan, sub formă de nodule. Aceste nodule, cu un diametru mediu de 3 cm, par să existe în toate regiunile sedimentare pelagice ale oceanelor, într-o concentrație de 0,1—5,2 g/cm^3. Regiunea de sedimentare a Oceanului Pacific fiind estimată la $143{,}2.10^6$ km^2, rezultă numai pentru acest ocean o rezervă de minereu de ordinul a 10^{12} t, depusă la fundul oceanului, nodulele avînd o densitate de 2,4 g/cm^3.

La analiza chimică executată în S.U.A. a 110 probe de nodule, luate din diferite locuri ale Oceanului Pacific, au rezultat conținuturile în metale redate în tabela 1.

Tabela 1

Conținut, %	Mn	Fe	Co	Ni	Cu	Pb
Maxim	57,1	39,1	2,09	2,37	0,92	0,54
Minim	7,6	1,1	0,008	0,06	0,013	0,006
Media	32,4	18,5	0,47	1,14	0,8	0,19

Pentru exploatarea acestor rezerve de minereu s-au studiat pînă în prezent mai multe metode și utilaje, ajungîndu-se în toate cazurile la concluzia că minereul trebuie să se găsească în stare afînată și de granulație potrivită, pentru a putea fi exploatat cu ajutorul unor dragline sau cu alte mijloace, construite special pentru specificul submarin.

La alegerea metodei de exploatare și a utilajului adecvat, sînt determinante și condițiile topografice existente la fundul mării care, în general, prezintă variații foarte mari, la fel ca și solul de pe continente. În unele regiuni, ca de exemplu în zonele mai adînci ale Oceanului Pacific, fundul este format din coline mobile de mîl și nisip, iar în alte regiuni — din stînci, ambele îngreuind sau făcînd chiar imposibilă aplicarea oricărei metode de exploatare subacvatică.

Metoda cu dragline apare aplicabilă pînă la adîncimea de aproximativ 5 000 ft (1 750 m), investiția necesară fiind de ordinul a 2—3 mil. dolari. În cazul condițiilor bune de la fundul mării și în funcție de anotimp, cheltuielile de exploatare la adîncimi de 30—40 m se pot aprecia la 2,5 dolari pe tonă de material excavat, crescînd la aproximativ 5 dolari pe tonă la adîncimea de circa 300 m și o capacitate de producție de 1 200 tone pe zi. La adîncimea maximă de 1 750 m, durata unui ciclu de excavare cu draglină este de cel puțin 30 minute, astfel încît capacitatea maximă a unei unități de exploatare nu va putea depăși 800 tone pe zi, la un cost de aproximativ 8 dolari pe tonă.

Ca mijloace de exploatare s-au propus și vase submarine. Acestea prezintă însă dezavantajul că au o capacitate redusă de încărcare și reclamă costuri de exploatare foarte mari. Submarinele normale, în vederea ieșirii lor la suprafață, se folosesc de aer de înaltă presiune, pentru scoaterea apei din tancurile de balast, ceea ce limitează operativitatea lor la adîncimi de circa 300 m.

Alte construcții de submarine, ca de exemplu batiscaful Trieste, folosesc ca balast alice de fier, al căror cost este însă de circa 200 dolari pe tonă. Deci pentru a fi rentabil, acest submarin ar putea fi utilizat numai în cazul exploatării unor substanțe utile solide, de valoare mare.

În comparație cu acestea, alte vehicule submarine par a fi mai practice și de mai mare productivitate. Astfel, s-au propus dispozitive de excavare, remorcate de tractoare cu șenile și comandate de la distanță, materialul excavat fiind transportat la suprafața mării, prin aspirație sau pompare, prin intermediul unei coloane de tuburi.

Pe baza experiențelor efectuate se întrevede posibilitatea construirii de tractoare submarine dotate cu instalații de televiziune și ultrasunete, și care pot urca pante cu înclinări pînă la 20 %. Un asemenea tractor, capabil să exploateze o suprafață de 20 ft (6,10 m) lățime, și de 2 mile (3,70 km) pe oră, va costa circa 500 mii dolari.

O altă variantă de acest gen o constituie vehiculele plutitoare la cîțiva metri deasupra fundului mării, combinate cu screper pentru excavarea minereului și cu o coloană de tuburi pentru transportarea acestuia la suprafață, fiind dotate și cu instalația de televiziune și ultrasunete. În această variantă problema se prezintă însă și mai complicat, întrucît intervine a treia dimensiune de spațiu, de care trebuie să se țină seamă la dirijarea utilajului de excavare. Costul unei astfel de instalații ar fi de 1—2 mil. dolari.

Diferite probleme intervin și în legătură cu coloana de tuburi, întrucît la acestea, pentru a se încadra în limita greutății admisibile, granulația minereului nu poate avea o dimensiune mai mare de 4 inches (102 mm), majoritatea granulelor trebuind să fie în jurul de 1 inch (25,4 mm). În cazul fosforitelor însă, a căror granulație este mult mai mare, ar fi necesară concasarea prealabilă a minereului la fundul mării, ceea ce ar constitui o mecanizare foarte complexă și ar îngreuia și mai mult rezolvarea problemei.

Pentru minereul de mangan va ajunge în schimb o simplă ciuruire.

Alte probleme le pun solicitările din coloana de tuburi, care reclamă o examinare atentă. Transportul prin această coloană ar putea fi efectuat mai eficace dacă s-ar recurge la pompare sau la metoda de aerlift, primul avînd însă dezavan-

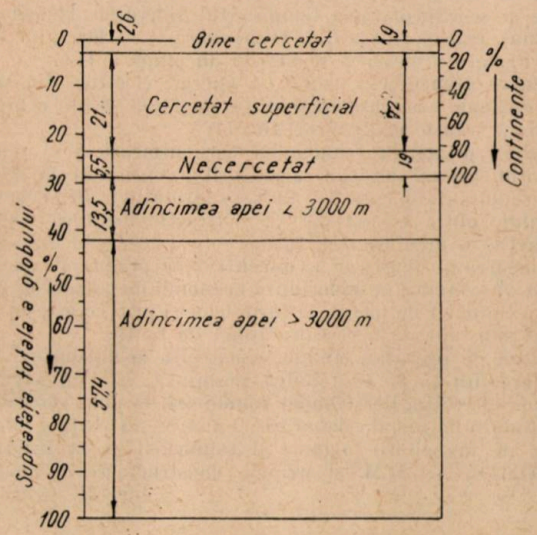


Fig. 1

tajul că intervine necesitatea de înlocuire periodică a rotoarelor pompelor, care trebuie amplasate de asemenea la fundul mării.

Costul coloanei revine la circa 100 dolari pe ft (305 mm) de adîncime, deci la circa 500 mii dolari pentru adîncimea de 1 750 m.

Dintre utilajele mineritului submarin fac parte și navele maritime, amenajate special pentru acest scop, fiind necesare pe de o parte pentru depozitarea temporară a minereului produs, iar pe de altă parte pentru producerea energiei necesare acționării utilajului de pe fundul mării, precum și pentru conducerea și controlul operațiilor de exploatare. O astfel de navă reprezintă o investiție de 3—5 mil. dolari, valoarea investiției totale pentru o unitate de exploatare, compusă din utilajul submarin — coloana de tuburi și nava — fiind de 5—8 mil. dolari.

Se apreciază că o astfel de unitate ar putea produce pînă la 1,5 mil. tone minereu pe an, lucrînd 300 zile, prețul de cost al minereului fiind estimat în acest caz la 10 dolari pe tonă, fără luarea în considerare a costului transportului pînă în port. În cazul cînd s-ar exploata anumite zăcăminte cunoscute, cu un conținut mai ridicat de mangan, consumul anual actual al S.U.A. ar putea fi acoperit de o singură unitate în proporție de 70% la mangan, 35% la cobalt, 25% la nichel și 2,8% la cupru.

Se consideră că în mineritul submarin, avînd în vedere stadiul avansat al tehnicii moderne, nu sînt de așteptat obstacole deosebite care nu ar putea fi învinse, cu toate că pînă în prezent nu a fost pusă încă problema valorificării substanțelor minerale utile, existente pe fundul mărilor la adîncimi mari. În ceea ce privește termenul de punere în funcțiune a unei asemenea exploatări, se apreciază că prima unitate va putea să intre în producție în decurs de 2—3 ani, termen care în condiții mai puțin favorabile ar putea să se prelungească pînă la 10 ani.

Din figura 1, privind stadiul actual al cercetărilor geologice și geofizice de pe glob, se desprinde un procent foarte redus de suprafață cercetată pînă în prezent la fundul mării. O cercetare de anvergură mai mare poate fi realizată numai pe baza unei colaborări internaționale, avînd în vedere costul mare al acestor lucrări, care nu ar putea fi suportat de o singură țară.

Ing. **H. Schmidt**

(Prelucrare din *Mining Engineering*, vol. 16, nr. 8, 1964 și *Bergakademie*, nr. 3, 1965).

Obiective noi

Uzina de preparare Teliuc

În cursul lunii mai a.c. a intrat în producție Uzina de preparare a minereului de fier de la Teliuc, cu o capacitate de prelucrare în prima etapă de 1 mil. tone minereu pe an.

Construită de Trustul de construcții și montaje minereuri din cadrul Ministerului Minelor (T.C.M.M.) pe baza proiectelor elaborate de IPROMIN, această importantă realizare a planului șesenal va contribui la o mai bună valorificare a minereurilor de fier din regiunea Poiana Ruscă.

Utilajele montate, în greutate totală de circa 6 000 tone, fabricate în țară la uzinele Independența Sibiu, 23 August, Progresul—Brăila pot realiza indici tehnico-economici ridicați.

În prezent uzina prelucrează minereurile extrase din mina Teliuc (siderite), urmînd ca în anul 1966, cînd va fi dată în funcțiune galeria Teliuc — Ghelar, să fie prelucrate și minereurile extrase din zăcămîntul Ghelar.

Uzina urmează a fi amplificată în anul 1966 la 2 mil. tone minereu pe an, capacitatea de profil fiind stabilită la 2,5 mil. tone.

Fluxul tehnologic, nou pentru țara noastră, realizează următoarele operații principale: sfărîmarea minereului, prăjirea magnetizantă a acestuia, măcinarea minereului prăjit, separarea magnetică umedă și filtrarea concentratelor.

Aceste operații sînt grupate în trei secții principale: sfărîmare, prăjire magnetizantă, separare magnetică.

Secția de sfărîmare, este construită în trei trepte separate:

— treapta I, în care minereul adus cu autobasculantele de la mina Teliuc este sfărîmat în concasoare cu fălci nr. 12, de la 600 la 200—250 mm;

— treapta a II-a, în care se continuă sfărîmarea de la 200—250 mm la circa 80 mm, cu ajutorul concasoarelor cu fălci nr. 8, în această treaptă efectuîndu-se și o ciuruire a minereului care urmează a fi trimis la treapta a III-a cu scopul de a introduce direct la silozurile secției prăjire clasa cu dimensiuni sub 25 mm;

— treapta a III-a, care sfărîmă sub 25 mm clasa 25—80 mm în concasoare giratorice nr. 4.

Între cele trei secții de sfărîmare transportul minereului se realizează prin transportoare cu bandă, montate pe cablu și așezate în culuare din beton armat, în construcție deschisă.

Secția prăjire magnetizantă. Minereul sfărîmat sub 25 mm, provenit de la treptele a II-a și a III-a de sfărîmare, este adus pe un transportor cu bandă, în lungime de 145 m, la secția de prăjire.

Această secție are în prezent, corespunzător capacității de 1 mil. tone pe an, trei linii de prăjire. Fiecare din aceste linii are ca agregate principale următoarele: cuptorul rotativ de prăjire magnetizantă de tipul celor folosite la fabricile de ciment ($\varnothing$ 3,6 m; $L = 50$ m), prevăzut cu instalație de ungere și răcire; răcitor tambur pentru minereul prăjit, care funcționează cu baie de apă și stropire; electrofiltru pentru reținerea prafului din gazele arse; ventilator pentru evacuarea gazelor arse ($Q = 70\,000$ m³/h; $H = 250$ mm c.a. și ventilator pentru aerul de combustie ($Q = 30\,000$ m³/h, $H = 550$ mm c. a.).

Prăjirea minereului (transformarea sideritei în magnetită) se realizează la temperatură de 700—900°C într-o zonă de circa 18 m lungime, plasată la mijlocul cuptorului.

În timpul prăjirii cuptorul are o rotaţie de 0,94 rot/min. Aproape pe toată lungimea cuptorului minereul este vînturat cu ajutorul unor palete fixate pe căptuşeala acestuia.

Combustibilul folosit este gazul metan, a cărui ardere se realizează cu ajutorul unui arzător central, plasat în capul de descărcare al cuptorului.

Capacitatea de prelucrare proiectată a cuptorului este de 42 t/h.

Temperatura minereului prăjit la ieşirea din cuptor, de circa 350°C, este coborîtă în răcitorul tambur la circa 100°C.

Cu ajutorul unui releu dublu de benzi, minereul prăjit este trimis în silozurile secţiei de separare magnetică. De asemenea, praful captat din circuitul de gaze arse şi de la răcitoarele de minereu este transportat hidraulic la secţia de separare magnetică.

Secţia de prăjire este prevăzută cu o instalaţie de automatizare, construită la uzina Automatica, prin care se controlează şi se conduce procesul tehnologic de prăjire.

În circuitul de gaze arse sînt montate două electrofiltre recuperatoare de căldură care alimentează cu apă caldă instalaţia de încălzire a uzinei.

Secţia de separare magnetică. Această secţie este prevăzută în final cu patru linii tehnologice. Minereul prăjit este măcinat în mori cu bare (∅ 2 700 mm ; $L = 3\,600$ mm, $Q = 70 - 80$ t/h) care funcţionează în circuit cu clasoare spirale duble (∅ 2 100 mm ; $L = 11\,000$ mm).

Minereul măcinat sub formă de tulbureală este trimis la separatoare magnetice (echipate cu magneţi permanenţi, avînd intensitatea cîmpului 1 100 Oë), care realizează concentrarea.

De la separatoare rezultă trei produse : concentratul care se conduce la filtre, produsul intermediar care se recircuitează în clasor şi sterilul care se evacuează la iazul de decantare.

Filtrarea concentratelor se realizează în filtre de 25 m², cu suprafaţă interioară de filtrare.

Concentratul filtrat este transportat la un depozit închis (circa 10 000 t capacitate), de unde se încarcă în autobasculante şi se expediază la Combinatul siderurgic Hunedoara. În final, transportul la C.S. Hunedoara se va face prin funicularul care urmează a se monta în etapa a II-a.

Pentru alimentarea uzinei cu energie electrică din sistemul naţional s-a construit o staţie de 110/35/6 kV, echipată cu două transformatoare de 10 MW.

Indicii principali tehnologici care urmează a se realiza conform proiectului sînt următorii : conţinutul în Fe al minereului de alimentare — 28% ; conţinutul în Fe al concentratului obţinut — 53—54% ; extracţia metalică — 86% ; extracţie în greutate — 42%.

Folosirea în siderurgie a concentratelor produse de această uzină va conduce la importante economii de cocs, la o creştere a indicilor de folosire a furnalelor şi prin aceasta la scăderea substanţială a costului tonei de fontă.

Uzina de preparare Teliuc, construită la nivelul uzinelor similare din ţările cu tehnică înaintată, este un exemplu frumos al realizărilor tehnicii româneşti, în plină dezvoltare şi totodată un rod al colaborării şi muncii susţinute a colectivelor de muncitori, ingineri şi tehnicieni de la ICEMIN, IPROMIN, T.C.M.M. şi uzinele constructoare de maşini.

Ing. *M. Drăgan*

Din activitatea Ministerului Minelor

Noile norme de tehnica securităţii în industria minieră

Normele de tehnica securităţii elaborate în anii trecuţi (1958 şi 1961) şi în vigoare pentru activităţile miniere din ţara noastră (la cărbuni, minereuri şi sare) sînt în prezent depăşite datorită atît progresului tehnic realizat în ultimii ani la exploatările noastre, cît şi noilor orientări rezultate din N o r m e l e r e p u b l i c a n e d e p r o t e c ţ i a m u n c i i, întocmite de Ministerul Sănătăţii şi Prevederilor Sociale.

Astfel, în ultimii ani, la minele noastre, prin mecanizarea în tot mai mare măsură a proceselor tehnologice, munca manuală, care încă se mai presta la extracţia substanţelor minerale utile, a fost în cea mai mare parte înlocuită prin introducerea de utilaje şi mecanisme acţionate cu energie electrică. Datorită acestui fapt, care a impus extinderea folosirii energiei electrice, atît în subteran, cît şi la suprafaţă, s-a ivit necesitatea revizuirii şi completării prescripţiilor din N.T.S. cu noi măsuri privind buna folosire a noilor mecanisme şi utilaje, cît şi pentru prevenirea şi combaterea avariilor şi bolilor profesionale, legate de noile metode de lucru şi situaţii create prin folosirea acestora.

De asemenea, noile directive din Normele republicane de protecţia muncii stabilesc că în ţara noastră protecţia muncii este o problemă de stat, strîns legată de activitatea de producţie iar pentru rezolvarea ei sînt trasate „... obligaţii şi răspunderi în ceea ce priveşte realizarea deplină a măsurilor de protecţia muncii, celor ce conduc, organizează şi controlează producţia, potrivit atribuţiilor ce le revin".

A rezultat deci necesitatea revizuirii, în sensul actualizării, prescripţiilor din normele de tehnica securităţii în vigoare.

În acest scop, încă de la finele anului 1964, direcţiile generale din cadrul Ministerului Minelor au întreprins o susţinută acţiune de consultare a normelor similare, în vigoare în ţările cu industrie minieră dezvoltată (U.R.S.S., Franţa, Belgia, R.F.G. etc.) şi, de asemenea, au colectat propunerile unităţilor tutelate pe care le-au sintetizat într-o primă redactare pentru fiecare dintre specificele respective.

Ţinîndu-se seamă şi de prescripţiile şi măsurile din normele străine, adaptate la specificul minelor noastre, s-au întocmit încă trei redactări succesive cu revizuiri şi completări, iar în prezent, au apărut normele revizuite şi definitivate şi anume :

— norme de tehnica securităţii muncii în minele de cărbuni şi nisipuri bituminoase ;

— norme de tehnica securităţii muncii la exploatarea minereurilor feroase, neferoase şi nemetalifere ;

— norme de tehnica securităţii muncii la exploatarea sării.

Ing. *E. P.*

Realizări social-culturale

În realizarea politicii sale de dezvoltare a ramurilor industriale specifice, Ministerul Minelor a obţinut din partea guvernului aprobarea lucrărilor social-culturale la unele obiective importante înscrise în planul său de investiţii.

Astfel, pentru cazarea muncitorilor de la exploatările miniere Cavnic şi Ilba (regiunea Maramureş) şi Leşul Ursului (regiunea Suceava) s-au aprobat construcţii de locuinţe şi dotări social-culturale în localităţile respective, după cum urmează :

a — pentru realizarea sarcinilor mărite de producţie de minereuri complexe ale exploatării miniere Cavnic, a cărei capacitate în anul 1965 a crescut de 2,3 ori faţă de anul 1962, se vor construi 13 blocuri de locuinţe cu 3—4 etaje, avînd 311 apartamente, dispensar de circumscripţie urbană, complex de deservire, o casă de cultură cu 400 locuri şi o creşă-grădiniţă ; cartierul de locuinţe va fi alimentat cu apă potabilă şi energie electrică, iar încălzirea va fi asigurată prin două centrale termice, executîndu-se şi lucrări de telecomunicaţii ;

b — în vederea asigurării creşterii producţiei de minereuri complexe şi cuprifere, la exploatarea minieră Ilba, din cadrul Trustului minier Baia Mare, se vor construi locuinţe pentru cazarea muncitorilor în apropierea minei. Ansamblul respectiv prevede 6 blocuri de locuinţe cu 204 apartamente

(parter + 3 etaje), un cămin de 300 locuri pentru nefamiliști, o cantină de 400 locuri, o școală de 8 ani cu 16 săli de clasă, sală de gimnastică și un club sindical, completîndu-se ansamblul cu terenuri sportive, plantații, zone verzi, terenuri de joc pentru copii. Cartierul va fi alimentat cu apă potabilă, energie electrică, iar încălzirea se va asigura printr-o centrală termică ;

c — punerea în exploatare a zăcămîntului Leșul Ursului necesită recrutarea unui număr de circa 1 500 salariați din care 2/3 vor fi cazați în apropierea exploatării. Prin proiectul de ansamblu aprobat s-a prevăzut construirea în comuna Ostra, regiunea Suceava, a 11 blocuri de locuințe cu 332 apartamente (3 — 4 etaje), un cămin pentru nefamiliști de 120 locuri, complex comercial și de deservire, dotări social-culturale etc. Cartierul va fi alimentat cu apă potabilă și energie electrică, se vor executa lucrări de canalizare și drumuri interioare, iar încălzirea se va asigura printr-o centrală termică, funcționînd pe bază de combustibili lichizi. *E. B.*

DOCUMENTARE

Dru, G. **Metode de control și de prognoză a rezultatelor spălării cărbunelui.** Revue de l'Industrie Minérale, **47**, nr. 1, ian. 1965, p. 3—10.

Pentru caracterizarea unei separări densimetrice trebuie să se cunoască scopul spălării și aparatul de spălare. Caracterizarea cărbunelui brut care trebuie spălat se face stabilind curba de spălare în funcție de densitate și relația dintre conținutul de cenușă și densitate.

Curba de spălare dă densitatea de separare echivalentă, eroarea de separare și randamentul operației. Curba de partaj, independentă de compoziția cărbunelui brut spălat, permite să se stabilească densitatea de partaj, ecartul probabil și imperfecția spălării.

Cunoscînd curba de spălare a cărbunelui și curba de partaj a aparatului, este posibilă determinarea, pentru un anumit conținut de cenușă, rezultatelor spălării într-un anumit aparat.

Carre, D. **Coloana de spălare tip Dorr.** Revue de l'Industrie Minerale, **47**, nr. 1, ian. 1965, p. 83—89.

În cursul preparării minereurilor este frecvent cazul cînd se obține o suspensie solidă într-o soluție și cînd este necesar de a înlocui această soluție cu un alt lichid pentru a spăla minereul sau pentru a recupera soluția. Operația se realizează în contracurent într-o succesiune de aparate în serie.

Coloana tip Dorr se compune dintr-o virolă cilindrică prevăzută cu platane orizontale și perforate, plasate la distanțe egale, delimitînd astfel compartimente. Suspensia de spălat se introduce pe la partea superioară, tulbureala spălată extrăgîndu-se discontinuu pe la partea inferioară. Lichidul de spălare este introdus discontinuu între perioadele de extragere, realizînd o mișcare pulsantă discontinuă.

Aparatul prezintă interes în cazul preparării ciclice cînd se impune o mare eficacitate și cînd lichidul de spălare este costisitor sau în cantitate redusă. Spălarea și clasarea se efectuează într-o aceeași coloană, cu un randament de circa 99 %, un consum redus de energie și un spațiu redus.

La spălarea unui minereu nisipos (granule cuprinse între 80 microni și 2 mm) într-o suspensie apoasă, 99 % din corpurile în soluție sînt recuperate cu un consum de apă de numai 53 l/tona solid tratat.

Joux, R. **Experimentarea tăierii cărbunelui cu cablul ferăstrău.** Revue de l'Industrie Minerale, **47**, nr. 2, feb. 1965 p. 157—170.

Într-un panou dintr-un strat cu o grosime de 0,6 m și o înclinare de 50—60°, cărbunele avînd o duritate variabilă, s-au forat găuri de delimitare a pilierilor și s-au amenajat galeriile de bază pentru colectarea cărbunelui. O gaură cu o lungime de 6,0 m s-a realizat în 24 ore.

Instalația se compune dintr-un troliu de 50 CP și un cablu ferăstrău cu manșoane de cîte 40 cm lungime prevăzute cu cîte 12 cuțite. La pilieri cu lățimi de 5—15 m instalația funcționează cu amplitudini de 2—5 m, ascendent. Lățimea pilierului se alege în funcție de natura rocilor înconjurătoare așa fel încît tăierea cărbunelui din întregul pilier să se efectueze fără a fi împiedicată de eventuale surpări.

În panoul experimental s-a obținut o producție de 310 tone/zi, la o avansare a frontului de 7,5 m/zi, asigurînd o productivitate în abataj de 7,96 tone/post.

Prețul de cost se reduce simțitor și rentabilitatea ajunge la 200 %. Totodată munca devine mai ușoară și condițiile de tehnica securității se îmbunătățesc radical, deoarece omul nu pătrunde în abataj.

* * * **Transport mecanizat cu monoșină în subteran.** Mining Engineering, **17**, nr. 1, ian, 1965, p. 24.

La mina auriferă Lorraine din Republica Sud Africană, funcționează o instalație de transport pe monoșină care constă dintr-o locomotivă Diesel de 62 CP și un tren de vagonete, întregul ansamblu fiind suspendat prin role speciale de monoșina în profil I montată la tavan. Trenul se poate înscrie în curbe cu rază de 7,5 m, în plan orizontal și vertical, și poate dezvolta o forță de tracțiune de 3 400 kg. Efortul de tracțiune și forța de frînare sînt cu mult mai independente de greutatea locomotivei, iar adeziunea dintre roțile motoare și șină crește simțitor cînd locomotiva se cuplează la trenul de vagonete.

Vagonetele cu capacitate de 3,5 tone se pot înscrie în curbe cu raze de 60 cm și se descarcă prin răsturnare la 180°. Greutatea proprie a vagonetului este de 1,5 tone, iar rezistența la tracțiune a unui vagonet este de circa 5 kg/t, deci aproape cu 50 % mai mică decît în cazul vagonetelor obișnuite de mină.

* * * **Perforator pe suport de fabricație japoneză.** Mining and Minerals Engineering, **1**, nr. 6, 1965, p. 239.

Perforatorul tip TY 82—LD, fabricat de Toyo Kogyo Co, este destinat perforării găurilor de mină în steril la săparea lucrărilor miniere. Caracteristica principală constă în faptul că aerul comprimat este trimis în cilindrul perforatorului printr-o supapă directă fără inversarea curentului de aer. În acest mod în cilindrul perforatorului se asigură o presiune ridicată și o coborîre minimă a presiunii în conducta de aer comprimat. Perforatorul, în greutate de 25,5 kg, are un cilindru cu diametrul de 82 mm și o cursă de 49 mm, realizînd un consum de aer comprimat de 2,9 m^3/min la 5 atm.

Freni, L. **Încărcarea rapidă a trenurilor de vagonete la săparea galeriilor.** Mining Magazine, **112**, nr. 1, ian. 1965, p. 18—21.

La mina de plumb și zinc de la Montevechio (Italia) pentru încărcarea și transportul minereului și sterilului se folosește utilajul Atlas Copco.

La săparea galeriilor se folosește mașina T2GH cu cupe de 0,75 m^3 capacitate, montată pe pneuri. Silozul mașinii descarcă într-un schip intermediar cu o capacitate de 0,85 m^3, al cărui fund este format din două fălci ce se deschid cu ajutorul unui cilindru pneumatic, comandat de la distanță de

mecanicul locomotivei care tractează trenul. Schipul se deplasează în lungul trenului de vagonete pe 4 roţi, ce calcă pe marginile vagonetelor. Tractarea schipului se face cu un cablu cu diametrul de 8—10 mm şi un troliu cu două tambure montat pe locomotivă.

* * * **Noi căi de folosire a tuburilor Venturi**. Mining Magazine, nr. 2, 1965, p. 102—103.

Ventilatoarele tip Coandă sînt mult răspîndite în minele de cărbuni din Anglia sub denumirea comercială Airmover. Un astfel de ventilator foloseşte un orificiu inelar pentru detenta aerului comprimat, deosebindu-se de un tub Venturi prin profilul de eşapare. Raportul de ejecţie realizat de un astfel de ventilator, corect montat şi potrivit scopului urmărit prin aeraj, permite evitarea acumulărilor stratificate de metan la zona de racordare a abatajelor frontale în galeriile direcţionale de bază şi de cap.

* * * **Prepararea minereului de cupru în zonele arctice**. Mining Magazine, **112**, nr. 2, feb. 1965, p. 127—129.

În Norvegia, dincolo de cercul polar, s-a construit o instalaţie de preparare a minereului de cupru cu o capacitate de 350 000 tone/an. Minereul compus din calcopirită, sfalerită şi pirită este concentrat prin flotaţie, folosind în acest scop celule cu o capacitate de 3,7 m^3 tip BFB—240 Sala. Aceste celule de flotaţie, funcţionează pe principiul cu contra curent şi asigură o concentrare deosebită în cazul tratării unui minereu complex.

Vin, F. **Carease antigrizutoase**. Publication Cerchar nr. **1514**. Documents Techniques, nr. 2, feb. 1965, p. 131—140.

Autorul trece în revistă principiile şi normele tehnice de construcţie a aparatajului electric de siguranţă în carcasă antigrizutoasă, insistînd în special asupra rezistenţei la presiune şi împiedicării transmiterii flăcării prin joantele de asamblare.

În încheiere se arată posibilităţile de defectare şi controlul acestora.

Chainbaux, L. **Siguranţa aparatajului electric faţă de metan**. Publication Cerchar nr. **1515**. Documents Techniques, nr. 2, feb. 1965, p. 141—147.

Autorul analizează protecţia prin izolare, protecţia *e* şi protecţia prn circuite de siguranţă intrinsecă. Cele trei moduri de protecţie au comun faptul că se caută să se evite orice amorsare a aprinderii metanului la orice scară de mărime.

Cele trei procedee sînt examinate succesiv, amintindu-se normele de protecţie respective, domeniul de folosire şi modul de control al fiecăruia.

Gagniere, C. **Protecţia reţelelor electrice subterane**. Publication Cerchar nr. **1516**. Documents Techniques nr. 2, feb. 1965, p. 149—164.

După amintirea caracteristicilor şi a schemei tip a unei reţele electrice subterane, autorul analizează pericolele prezentate de utilizarea electricităţii în subteran şi apoi mijloacele de protecţie.

Prezentînd mijloacele de prevenire şi cele de intervenţie se descriu detectoarele de suprasarcină, a defectelor de legare la pămînt, a scurtcircuitelor etc.

* * * **Folosirea cărbunelui drept combustibil în motoarele Diesel**. Mining Journal, **264**, nr. 6755, 5 feb., 1965, p. 101.

Cercetările efectuate în vederea folosirii cărbunelui drept combustibil în motoare Diesel, destul de numeroase, au dat o serie de prime rezultate. Recent s-a făcut o demonstraţie cu un motor Diesel cu un singur cilindru, care a funcţionat cîteva minute cu cărbune pulverizat. Iniţial motorul a funcţionat pînă la viteza maximă folosind motorină, după care, pe măsura reducerii alimentării de motorină, cantitatea iniţială se completa cu cărbune pulverizat pînă la totala înlocuire a motorinei. În această situaţie motorul a funcţionat în continuare la viteza maximă cu cărbune, controlul efectuat dovedind că el funcţionează în mod similar cazului în care funcţiona cu motorină.

* * * **Un nou tip de detector de gaze**. Mining Journal, **264**, nr. 6757, 19 feb. 1965, p. 133.

Detectorul tip Draeger Normalair 21/31 poate fi prevăzut cu un tub de analiză pentru măsurarea conţinutului de oxigen din aer în limitele de 5—25.

Masca izolantă clasică poate fi folosită atunci cînd conţinutul de oxigen din atmosfera inconjurătoare nu scade sub 17% în volum. Sub această limită trebuie folosit un aparat individual de salvare. Din acest punct de vedere rezultă importanţa determinării corecte a conţinutului de oxigen.

Cu o serie completă de tuburi se pot măsura circa 70 feluri de gaze, iar în prezent s-a realizat un nou tip de tub, care poate indica imediat prezenţa a 17 feluri de gaze toxice sau impurităţi combustibile.

Detectorul constă dintr-o pompă de aer ce aspiră un anumit volum de aer prin tubul respectiv. Tubul indică vizual prezenţa gazelor şi precizează concentraţia prin compararea culorii substanţei din tub cu tabela indicatoare.

* * * **Topirea oţelului cu ajutorul plasmei**. Mining Journal, **264**, nr. 6757, 19 feb, 1965, p. 137.

În S.U.A. s-a elaborat un procedeu de topire a oţelului cu ajutorul unei flăcări de plasmă, care permite reducerea duratei de topire de 5 ori faţă de procedeele obişnuite.

Experimentarea procedeului în Anglia, într-un cuptor cu trei injectoare de plasmă de cîte 60 kVA, a permis topirea a circa 50 kg oţel în decurs de 15 minute. Puritatea oţelului este excepţională deoarece topirea are loc într-o atmosferă de argon sau azot. În prezent se proiectează un cuptor cu o capacitate de 2,5 tone.

* * * **Leşierea minereurilor cu ajutorul bacteriilor**. Mining Journal, **264**, nr. 6757, 19 feb, 1965, p. 137.

Cercetările întreprinse în Columbia Britanică au dovedit posibilitatea unei extracţii foarte economice a cuprului, nichelului, molibdenului şi zincului din minereuri sărace prin spălare în prezenţa unor bacterii.

În cazul leşierii normale a unui minereu sărac de cupru, după 75 zile s-a obţinut o recuperare de 35% din cupru, iar în cazul leşierii aceluiaşi minereu în prezenţa bacteriilor, după 10 zile s-a realizat o recuperare de 90%.

* * * **Un nou procedeu de extragere a plumbului**. Mining Journal, **264**, nr. 6758, 26 feb., 1965, p. 152.

Bureau of Mines a elaborat un nou procedeu de separare a plumbului şi sulfului dintr-un concentrat de galenă. Noul procedeu constă dintr-o combinare a clorurării şi electroliza sărurilor topite. Clorura de plumb care rezultă în urma clorurării galenei este recondensată după volatilizare împreună cu alte impurităţi, putînd fi separată în plumb metalic şi clorură prin electroliză. Clorura depusă la anod poate fi reutilizată în continuare în operaţia de clorurare.

Stasser, P. **Învăţăminte practice desprinse din ultimele măsurători grizumetrice efectuate în minele de cărbuni din Belgia**. Annales des Mines de Belgique, nr. 2, feb. 1965, p. 151—197.

Pentru cunoaşterea mai amănunţită a legilor de degajare a metanului este strict necesară efectuarea unor numeroase măsurători în cît mai multe locuri de muncă din mină, plasate în strate de cărbuni de cît mai diferite sorturi şi în zăcăminte cît mai variate. În scopul stabilirii unui bilanţ cît mai complet al metanului ce se degajă din sectoarele unei mine, trebuie determinaţi un anumit număr de parametri, nu numai pe circuitul de aeraj, ci şi în instalaţia de drenare a metanului, în cazul în care se practică şi aceasta.

În prima parte autorul prezintă succint aparatajul folosit pentru măsurarea și înregistrarea temperaturii și umidității aerului, presiunea barometrică, debitul și conținutul de metan din aer ca și temperatura, depresiunea, debitul și conținutul de metan din amestecul captat.

În cea de-a doua parte se comentează rezultatele măsurărilor, variația umidității în subteran și la suprafață, variația debitului de aer, influența opririi ventilatoarelor, variația conținutului de metan în cazul unei erupții, evoluția conținutului de metan în timp și în spațiu, influența captării metanului asupra conținutului de metan din atmosfera locurilor de muncă etc.

Cercetările întreprinse în ultimul timp au arătat că degajările de metan constituie unul din factorii limitativi ai concentrării producției într-un număr redus de sectoare.

Vandeloise, R. **Noi soluții în problema erupțiilor de metan și cărbune mărunt.** Annales des Mines de Belgique nr. 2, feb. 1965, p. 197—231.

De mult timp împușcarea de zguduire este aplicată pe larg ca mijloc de prevenire a unei erupții, deși eficacitatea și siguranța acestei metode nu sînt totale. Recent a fost elaborat procedeul cu foraje de destindere cu diametrul de 115 mm și lungimi de 15 m. Aplicat din anul 1955 acest procedeu a fost aplicat cu succes la săparea galeriilor direcționale, permițînd reducerea aproape completă a posibilităților de producere a erupțiilor. Din anul 1960 procedeul a fost aplicat și în abataje, făcînd posibilă renunțarea la împușcarea de zguduire și asigurînd condiții optime pentru injectarea de apă în strat și de mecanizare a tăierii. Prin aceasta nu s-a îmbunătățit numai siguranța, ci și rentabilitatea exploatării.

Pentru cazul deschiderii stratelor de cărbuni prin galerii transversale, injectarea cu apă sub presiune și înmuierea cărbunelui par a da o garanție împotriva producerii erupțiilor, pe care nici un alt procedeu nu o poate da.

În ultimul timp s-a înregistrat un progres și în controlul practic al mijloacelor de prevenire. Autorul analizează măsurările de fisurare, indicele caracteristic al vitezei de desorbție, desorbția cu ajutorul unui aparat portativ direct în subteran, grizumetria și seismica erupțiilor.

Plaksin, I.N. și Sahmatov, S.S. **Folosirea floto-zețajului pentru prepararea minereurilor.** Țvetnie metalli, nr. 4, 1965, p. 9—14.

Se face o examinare generală a diferitelor metode de preparare a minereurilor neferoase și se constată că pentru obținerea indicilor tehnologici superiori la prepararea minereurilor cu impregnație neuniformă și de diferite densități se folosesc scheme costisitoare și complicate sau scheme combinate gravitaționale cu flotare, care reclamă investiții mari și cheltuieli ridicate de exploatare.

Se propune o variantă a preparării prin flotație gravitațională a floto-zețajului pentru ridicarea indicilor tehnico-economici de îmbogățire a minereurilor neferoase și feroase, precum și pentru simplificarea schemelor tehnologice.

Esența floto-zețajului constă în aceea că în camera mașinii de zețaj se realizează separarea minereului fărîmițat în granule mari neclasificat, atît după densitate, cît și prin folosirea proprietăților fizico-chimice a suprafețelor minerale.

Rezultatele încercărilor semiindustriale de la combinatul Olenogorsk arată că înlocuirea mașinilor de zețaj cu mașina de floto-zețaj a permis mărirea recuperării cu 5%.

Totodată această schemă a permis mărirea productivității instalației cu cel puțin 20%.

Nikolin, V.I. și Berkovici, I.M. **Umezirea prealabilă — metodă de prevenire a erupțiilor neașteptate de steril.** Șahtnoe stroitelstvo, nr. 2, 1965, p. 6—8.

Se examinează problema necesității umezirii masivului de rocă în vederea prevenirii erupțiilor de steril, care reduc viteza de înaintare la săparea galeriilor și măresc prețul de cost al lucrărilor respective.

Experiențele de la mina Sceglovka — Glubokaia cu umezirea masivului de rocă prin sonde făcute în pereții lucrării au dat rezultate pozitive.

Se dau detalii asupra amplasării sondelor cu diametrul de 42 mm și în lungime de 6 m care se perforează în pereții lucrării din masivul de gresie poroasă la distanță de 10 m de la frontul de lucru.

Prin injectarea apei la o presiune de circa 200—230 at, cu un debit de 5—20 litri pe minut, s-a obținut și reducerea conținutului de metan în probele luate după împușcarea zonelor umezite, la distanța de 40 m de la frontul de lucru, de la 16—20% la 0,1—0,2%.

În felul acesta s-a dovedit că injectarea apei a dus la înlăturarea metanului.

Matonin, P.K. și Valstein, G.I. **Noi obiective pentru minerii de la înaintare din bazinul Karaganda.** Șahtnoe stroitelstvo, nr. 4, 1965, p. 1—4.

Se face o expunere a realizărilor în domeniul lucrărilor de deschidere și de pregătire din bazinul Karaganda, constatîndu-se un progres însemnat (tabela 1).

Se consideră că la realizările obținute au contribuit:

— introducerea mașinilor noi de înaintare — Karaganda-7/12″ și Karagandinet;

— aplicarea susținerilor provizorii ancorate cu grinzi;

— susținerea definitivă adecvată condițiilor geologice și miniere;

Tabela 1

Denumirea lucrărilor	Ritmurile de executare a lucrărilor de deschidere și de pregătire din ultimii ani, m/lună			
	1962	1963	1964	1964 față de 1962, %
Puțuri înclinate	38,6	40,6	82,5	210
Transversale	33,9	48,0	66,8	186
Galerii de transport	57,6	76,4	94,4	164
Plane înclinate	47,9	57,4	74	144
Plane automotoare	59,5	71,8	102	148

— măsurile de tehnica securității în ceea ce privește micșorarea prăfuirii aerului și decuplarea automată a motoarelor electrice în cazul creșterii conținutului de metan peste norma admisă;

— colaborarea între cadrele din producție și cele de la institutele de cercetări științifice;

— organizarea lucrărilor în sensul folosirii principiului de concentrare, reducîndu-se numărul de locuri de muncă și mărindu-se simultan intensitatea lucrului (brigăzi cu număr mai mare de muncitori).

Vaghin, G.I. și Logacev, N.T. **Izolarea puțurilor contra apelor din bazinul de vest al Donețului.** Șahtnoe Stroitelstvo, nr. 5, p. 20—23.

Se expun rezultatele cimentării rocilor acvifere cu afluențe în puț de circa 25—70 m³/h la săparea puțurilor de la diferite mine, folosind pentru mărirea eficienței de etanșare injectarea sticlei solubile.

Se dau diferite exemple, arătîndu-se raporturile de componență pentru soluțiile de ciment avînd, în general, următoarea compoziție:

— pentru cimentarea unui metru de puț cu diametrul de circa 5—6 m din zona borchișurilor se consumă circa 2,4 tone ciment și 70—75 litri sticlă solubilă corespunzătoare unei soluții pregătite de 4,3 m³.

Din experiența folosirii sticlei solubile s-a constatat că injectarea soluției de ciment și a sticlei solubile se face cu o presiune în funcție de adîncimea locului de cimentare. La mina Zapadno-Donbasskaia presiunea de injectare a ajuns pînă la 12 at (la adîncimea de 65 m).

Se recomandă ca în procesul de izolare a apelor cu soluție de ciment și sticlă solubilă să se respecte următoarele:

— înaintea cimentării să se facă cercetări de laborator în legătură cu interacțiunea sticlei solubile cu soluția de

ciment în vederea stabilirii dozării juste a sticlei solubile ;

— introducerea sticlei solubile în soluția de ciment să se facă printr-un curent uniform, realizîndu-se totodată o amestecare mecanică intensă ; de obicei amestecarea durează circa 2—3 minute.

Balikov, V.M. și Prudkin, I.M. **Despre îmbunătățirea susținerii la minele care exploatează strate cu înclinare mică.** Ugol Ukrainî, nr. 3, 1965, p. 10—12.

Se face un studiu al aplicării diferitelor tipuri de susținere metalică, începînd cu stîlpi metalici cu fricțiune și hidraulici și terminînd cu susținerea prin agregate și susținerea complexă în cazul exploatării stratelor de 0,9 pînă la 3,0 m grosime și cu înclinare mică.

Se constată că stîlpii metalici cu rezistență constantă de construcție tubulară au dat în exploatare rezultate mai bune decît cei cu rezistență progresivă.

Stîlpii hidraulici, în comparație cu cei cu fricțiune, sînt superiori, avînd efortul inițial de întepenire mai ridicat (pînă la 10—15 tone), o stabilitate a regimului de lucru, manoperă mai redusă și costul cu 10—30% mai mic.

Stîlpii hidraulici dau însă rezultatele scontate numai la exploatarea stratelor regulate.

Cea mai mare eficiență în susținerea abatajelor cu condiții geologico-miniere grele au dat susținerile mecanizate : scuturile Mosbas ; CMCT ; M—87 și altele.

În tabelele prezentate se dau indicii tehnico-economici realizați în anii 1962 și 1963 pentru diferite tipuri de susțineri mecanizate, din care reiese că folosind susținerea OMKT la exploatarea unui strat de 2,84 m grosime, la un front de abataj de 59 m lungime, s-a obținut o productivitate în abataj de 10,21 tone/post.

Sudoplatov, A.P. și Zîkov, V.M. **Despre limitările și căile de îndepărtare ale acestora în procesul de folosire a complexelor și agregatelor din abatajele frontale.** Ugol Ucrainî, nr, 4, 1965, p. 1—6.

Se analizează posibilitățile de obținere a indicilor tehnico-economici la lucrările de abataj în condițiile actuale ale progresului tehnic în ceea ce privește tăierea cărbunelui, susținerea abatajelor și dirijarea coperișului.

Limitările în realizarea maximă, condiționată de perfecționarea utilajului folosit, se datorează următoarelor cauze principale :

— condițiilor naturale ale zăcămîntului (grosimea stratului, înclinarea lui, regularitatea dezvoltării etc.) și mai ales a emanațiilor de metan ;

— lipsei de utilaj minier — de complexe și agregate — care ar putea fi aplicate în condițiile zăcămîntului, dar în care astăzi nu se poate folosi utilajul minier modern.

Experiențe din străinătate și din țară au arătat că introducerea utilajului minier complex în exploatarea minelor nu poate avea o eficiență economică dacă acest utilaj nu este extins în toate abatajele sau în majoritatea lor, evitîndu-se folosiri izolate.

Folosirea mijloacelor de mecanizare, corespunzătoare valorilor tehnico-economice raționale, contribuie de asemenea la realizarea mai completă a scopului urmărit — obținerea unei producții pînă la 1 000 tone pe abataj în cazul unui strat de 1,0 m grosime și cu emanație pînă la 30 m³ metan pe o tonă extrasă.

În felul acesta se realizează o concentrare mult avansată a lucrărilor miniere cu consecințele respective de creștere însemnată a productivității muncii și a reducerii prețului de cost.

Din diagrame și tabele se poate deduce ce influențe negative au degajările de metan în cazurile folosirii diferitelor mijloace de mecanizare a lucrărilor de abataj.

Autorii indică măsurile pentru îndepărtarea limitării posibilității de îmbunătățire a indicilor tehnico-economici din cauza metanului, printre care :

— drenarea prealabilă a metanului ;

— scheme de aeraj intensiv prin galerii paralele de cap în subetaje ;

— folosirea susținerii mecanizate de lățime mai mare corespunzătoare a trei stîlpi în loc de doi pe direcția de avansare a abatajului.

Bratkov, E.N. **Avantajul economic al introducerii combinei UKR—1 în cazul extinderii reduse a cîmpului minier.** Ugol Ucrainî, nr. 4, 1965, p. 31.

Se expune metodologia calculului eficienței economice a folosirii combinei UKR—1 pentru exploatarea unui cîmp minier de extindere direcțională redusă.

Totodată se arată rezultatele aplicării combinei amintite la mina Komsomolеț, din care reiese că prin folosirea combinei UKR—1 într-un abataj frontal de relativ mică extindere direcțională s-a obținut o economie de circa 6,7 mii ruble.

Se prezintă formula pentru determinarea termenului de recuperare a cheltuielilor de introducere și de scoatere din funcțiune a combinei UKR—1.

De asemenea se indică o formulă pentru determinarea limitei minime optime pentru rezervele de extragere din abatajul frontal, pe o extindere pe direcție, care permite introducerea rentabilă a combinei.

Expresia acestei formule este :

$$L_0 = \frac{T \cdot P_k \cdot K}{l_k \cdot p},$$

în care :

L_0 este distanța optimă de la locul de introducere a combinei pînă la hotarul cîmpului minier, m ;

l_k — lungimea cîmpului de abataj în care lucrează combina, m ;

p — productivitatea stratului, t/m³ ;

K — coeficientul care prezintă raportul între producția totală din cîmpul abatajului față de producția extrasă cu combina ;

P_k — productivitatea lunară obținută și proiectată a combinei, t ;

T — termenul de recuperare a cheltuielilor de introducere și scoatere a combinei.

Eficiența economică a introducerii combinei se determină din expresia :

$$E = (L_0 - L_f)\, l_k \cdot p\, (C_{om} - C_k),$$

în care

L_f este lungimea faptică pe direcție a cîmpului de abataj frontal unde este posibilă folosirea combinei UKR—1 ;

C_{om} — cheltuieli pe o tonă de cărbune în cazul extragerii cu ciocane de abataj ;

C_k — cheltuieli pe o tonă de cărbune în cazul extragerii cu combina.

Anikeev, A.V., și Garmaș, N.Z. **Folosirea transportoarelor pentru evacuarea rocilor tari de la descopertare.** Gornîi Jurnal, nr. 2, 1965, p. 22—24.

Se face o examinare comparativă a transportului masei miniere, obținute prin împușcarea calcarului de tărie mare, precum și a altor depuneri din coperta exploatării la zi Karakubsk, cu cale ferată sau cu transportoare cu benzi.

Studiile granulometrice ale rocilor împușcate făcute de filiala NIGRI din Donețk împreună cu Direcția exploatării au dus la posibilitatea obținerii prin împușcare cu întîrziere de miimi de secundă a granulației sub 300 mm, ceea ce a permis folosirea transportoarelor cu benzi în locul vagoanelor de cale ferată pentru transportul masei miniere.

Se dă schema amplasării utilajului în carieră cu indicarea caracteristicilor tehnice ale mașinilor și cîntarelor automate pentru transportoarele cu benzi, corespunzătoare unei capacități de producție de circa 800 tone pe oră.

Din tabela indicilor tehnico-economici se vede că transportul rocilor tari nu numai că este posibil cu transportoare cu benzi de cauciuc, dar este și mai ieftin decît cel cu calea ferată

cu circa 15,8 copeici pe 1 m³ de descopertare, adică cu circa 46 %.

Pe lîngă aceasta, folosirea complexului de transportoare asigură o utilizare mai productivă a întregii instalaţii de exploatare, permiţînd mărirea coeficientului de utilizare a excavatorului pînă la 0,80—0,85.

Totodată introducerea complexului indicat formează o bază pentru crearea carierelor automatizate complex în cazul exploatării minereurilor tari.

Sorokin, L.A. şi Hohreakov, V.S. **Evaluarea economică a transportului auto în cariere cu luarea în considerare a factorului timp.** Gornîi Jurnal, nr. 5, 1965, p. 7—11.

Se face analiza eficienţei economice a transportului auto folosit la exploatarea carierelor în comparaţie cu transportul pe cale ferată.

Se examinează separat cheltuielile de descopertare şi de exploatare a zăcămîntului, folosind diferite mijloace de transport (auto şi cel pe cale ferată).

Totodată se scot în evidenţa şi o serie de avantaje ca :

— punerea în valoare a zăcămîntului mai devreme în cazul transportului cu auto faţă de transportul pe cale ferată ;

— intensificarea exploatării în cazul transportului auto permite atingerea vitezei de adîncire a carierei cu 20—25 m faţă de 12—15 m pe an la transportul c.f.

Pornind de la principiul de atingere a celor mai bune rezultate cu cheltuieli minime, rămîne ca criteriu de optimizare suma beneficiilor, obţinută la exploatarea carierei : raportînd veniturile şi cheltuielile la aceeaşi dată.

Din tabelă se vede că deşi cheltuielile de exploatare la transportul pe cale ferată sînt mai mici, luînd în considerare şi investiţiile specifice reiese că totuşi la transportul cu auto, pe baza cheltuielilor totale raportate cu un anumit termen, situaţia finală este mai avantajoasă.

În concluzie se arată că transportul auto chiar pentru cariere cu condiţii care în practica proiectării se socotesc nepotrivite, este de eficienţă înaltă.

Rîkov, A.T., Fabricinov, S.M. şi Kokov, A.V. **Aerisirea orizonturilor unde se lucrează cu screpere de la mina "40 ani VLKSM".** Gornîi Jurnal, nr. 5, 1965, p. 65—69.

Se descrie rezolvarea problemei de aeraj de la mina VLKSM unde 98 % din producţia de minereu se obţine prin metode de exploatare de mare capacitate, folosind împuşcarea în masă.

Aerajul se asigură după schema diagonală printr-un ventilator asiprant VŢS, care dirijează aerul de la orizonturile de lucru cu screpere, prin suitori, la orizonturile superioare.

Se analizează mai multe scheme de aeraj :

— schema diagonală cu distribuţie uniformă a aerului prin lucrările unde se lucrează cu screpere ;

— schema centrală cu distribuţie uniformă a aerului prin lucrările unde se lucrează cu screpere ;

— schema de aeraj cu distribuţie neuniformă a aerului.

În concluzie se recomandă :

1 — evacuarea aerului de la orizonturile cu screpere prin canale colectoare de aerisire să se facă prin curentul de ieşire, în puţul de aeraj ;

2 — amplasarea canalelor şi orizonturilor să se facă aşa fel încît să se poată racorda la fiecare dintre acestea lucrările de aerisire ale blocurilor de la mai multe etaje ;

3 — să se folosească ventilatoare secundare cu debite de 25—50 m³/s, asigurînd o viteză a curentului de aer de 0,5 m/s în blocurile aflate la distanţa mai mare de 500 m ;

4 — cea mai raţională schemă de aeraj pentru orizonturile unde lucrează screperele în cazul metodei de exploatare de mare capacitate cu împuşcare în masă este schema cu distribuţie uniformă a aerului prin lucrările unde se folosesc screperele.

Kovacevici, P.M., Evseev, V.S. ş.a. **Rezultate şi perspective de folosire în Kuzbas a metodei de exploatare a stratelor groase cu complexul KTU.** Ugol, nr. 2, 1965, p. 5—7.

Se analizează diferite metode de exploatare pentru un strat pînă la 12 m grosime cu înclinare mică din raionul Tomi-Usinsk, bazinul Kuzbas.

Experienţa a arătat că metodele respective — cu felii înclinate, cu prăbuşiri, extragerea cu scuturi de protecţie flexibile etc. — nu au dat rezultate satisfăcătoare, provocînd pierderi mari, pînă la 40 %, şi totodată nu au asigurat condiţii pentru folosirea tehnicii moderne de productivitate mare.

În continuare s-a ajuns la ideea să se elaboreze, pentru exploatarea stratului de grosime pînă la 12 m, o metodă de abataj cu front de 50—60 m cu folosirea complexului mecanizat care lucrează sub protecţia unui tavan artificial flexibil.

Pentru aplicarea metodei de exploatare propusă, stratul, în grosime de 6—12 m, se împarte în două felii.

Felia superioară se extrage cu ajutorul combinelor, folosind susţinerea cu stîlpi metalici sau agregate speciale, iar dirijarea coperişului se face prin prăbuşirea pe o plasă de sîrmă aşezată pe benzi metalice.

Felia inferioară se extrage prin pilieri pe înclinare pe toată grosimea rămasă de la 5 pînă la 10 m, folosind o susţinere hidraulică de protecţie. După ce s-a înaintat pe tot frontul abatajului cu 1,6 m, se perforează cărbunele rămas prin ferestrele susţinerii, iar după împuşcare se evacuează prin ferestruicile special amenajate.

Producţia se colectează pe transportor, fiind transportată apoi pînă la linia de transport principal.

Aplicarea metodei de exploatare descrise, cu folosirea complexelor KTU, s-a extins în anul 1964 la un număr de 15 abataje.

În anul 1964 s-au exploatat prin metoda arătată circa 1 173 000 tone, obţinîndu-se indicii tehnico-economici redaţi în tabela 1.

Tabela 1

Indicii	Cu felii înclinate şi prăbuşire	Cu felii înclinate şi complexul KTU
Producţia din abataj tone/lună	6 275	10 430
Productivitatea muncitorului din abataj, tone/post	8,2	19,2
Productivitatea muncitorului pe sector, tone/post	4,2	7,36
Consumul de material pe 1 000 tone produse		
— lemn de mină, m³	59,9	15,6
— plasă de sîrmă, m²	—	174,0
— bandă metalică, kg	—	967,0
Preţul de cost, ruble/tonă	2,86	1,86

Brenner, V.A. **Despre activitatea Ghiprouglegormas.** Ugol nr. 5, 1965, p. 32—33.

Se expune situaţia actuală a susţinerii hidraulice mecanizate, care însă nu rezolvă mărirea sarcinii de producţie pe abataj pînă la 1 000—1 200 tone pe zi.

Pe de altă parte se arată că studiile şi experimentările de pînă acum au dovedit că pentru obţinerea unei asemenea producţii din abatajul frontal este necesar un aeraj intensiv, cerinţele de aer pentru frontul de lucru atingînd cantităţi de 30—35 m³/s. În condiţiile actualelor tipuri de susţineri mecanizate acest lucru nu este posibil deoarece ar trebui să fie mărită viteza curentului de aer peste 1,5—2 m/s ceea ce, la rîndul său, ar contribui la creşterea formării de praf şi la intensificarea emanaţiilor de metan.

Totuşi, pentru a satisface cerinţele progresului tehnic în privinţa indicilor tehnico-economici noi, producţiei, productivităţii precum şi securităţii muncii, Institutul Ghiprouglegormas şi-a propus proiectarea şi introducerea unui complex Kazahstan, care poate fi folosit la exploatarea stratelor pînă la 3,4 m grosime.

Acest complex se compune dintr-o combină cu braţ scurt, şi dintr-o susţinere mecanizată de tipul celor de susţinere cu capacitate portantă de 60 tone, avînd pe linie trei stîlpi hidraulici amplasaţi la 1,2 m unul de altul.

În felul acesta se măreşte spaţiul util de la frontul de lucru pînă la 9,5 m², creînd astfel posibilitatea să se producă într-un

abataj frontal pînă la 1 500—2 000 tone pe zi şi asigurînd condiţii optime de securitate a muncii.

Gorbacev, D.T. şi Agofonov, I.G. **Folosirea complexelor OMKT şi OMKU în diferite condiţii geologico-miniere.** Ugol, nr. 5, 1965, p. 55—57.

Se face o analiză comparativă a folosirii susţinerilor mecanizate OMKT şi OMKU la exploatarea stratelor de cărbune de 3,5—4,5 m grosime de la mina Promîşlennaia — bazinul Kuzbas.

Se descriu condiţiile geologico-miniere, care se caracterizează printr-o afluenţă de apă pînă la 50 m^3/h şi cu un culcuş din roci argiloase în grosime de 0,2—4,65 m, cu tendinţe spre umflare.

Deşi complexul OMKT a dat rezultate bune, totuşi s-a introdus în abatajele cu aceleaşi condiţii complexul OMKU, care a permis îmbunătăţirea coeficientului de utilizare a maşinilor pe de o parte, iar pe de altă parte a creat posibilitatea măririi sarcinii de producţie pe abataj.

Se arată creşterea indicilor tehnico-economici pentru complexele OMKT şi OMKU, precum şi creşterea producţiei zilnice pe abataj, mărirea productivităţii muncii, reducerea preţului de cost şi reducerea consumului de materiale.

Lucas, I.H. **Ciprul — originea mineritului de cupru — dispune în prezent de două exploatări la zi care se încadrează între cele mai moderne exploatări ale lumii.** World Mining **17**, nr. 3 şi 4, 1964.

În carierele noi de pe insula Cipru se exploatează corpurile de pirită cupriferă, situate aproape de suprafaţă, care în trecutul îndepărtat au constituit baza mineritului de cupru al fenicienilor şi romanilor.

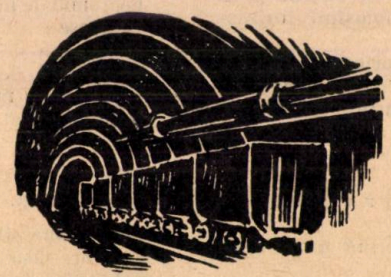
La exploatarea subterană de la Skouriotissa se extrag anual 3 mil. tone minereu, faţă de 2,7 mil. tone, cît trebuie să producă cariera din aceeaşi localitate. Aici trebuie îndepărtate peste 600 mii m^3 rambleu vechi şi 10,3 mil. tone rocă.

Amenajarea carierei de la Apliki condiţionează îndepărtarea prealabilă a 6,3 mil. m^3 copertă, pentru a se putea extrage 1,65 mil. tone minereu cu 1,85 % Cu şi 36 % S.

Hotărîrea de a exploata prin cariere s-a luat în urma avantajelor pe care le prezintă această metodă de exploatare: supraveghere mai uşoară, extracţie mai uşoară a minereului de granulaţie fină în stare afînată, pericol mai mic de silicoză şi de foc, precum şi posibilitatea de extragere integrală a substanţei minerale utile.

S-au dezvoltat metode speciale de împuşcare.

Articolul cuprinde o privire istorică asupra mineritului în acest zăcămînt, precum şi descrierea detaliată a carierelor.



MŰSZAKI DOKUMENTÁCIÓS VÁLLALAT 1863

SOMMAIRE

Radu, C. *Les indices tehnico-économiques aux travaux de prospection et de recherche durant le plan sexennal et le plan de longue durée.*

Gabrian, V. *Progrès à l'évacuation du minerai des tailles-moyen essentiel pour l'accroissement de la productivité du travail.*

On présente quelques possibilités d'accroitre la productivité du travail en améliorant l'opération d'évacuation du minerai des tailles.

Sîngeorzan, V. *Les éléments influençant l'amoindrissement de la résistance à la rupture des convoyeurs à bande et la détermination du coefficient de sécurité réel.*

L'auteur présente les résultats des recherches concernant les éléments qui conduisent à l'amoindrissement de la résistance à la rupture et à la diminution de la durée de service des convoyeurs à bande, ainsi que les coefficients de sécurité réels pendant le fonctionnement de ceux-ci.

Focşa, I., Tat, S., Tomuş, I. et Ileanu, I. *Contributions à l'augmentation de la sécurité dans les opérations de sautage des mines et à la réduction des consommations spécifiques par l'emploi de nouveaux types d'explosifs.*

Sont présentées les caractéristiques d'un nouveau type d'explosif antigrisouteux et d'un autre thermorésistant, ainsi que les résultats acquis pendant les essais d'application au fond.

Manea, I. et Loy, T. *Considérations sur la protection contre l'électrocution par la mise à la terre des installations électriques minières.*

L'auteur indique l'efficacité de la protection contre l'électrocution par la mise à la terre des machines et démontre la nécessité d'employer des relais de fuite comme éléments de protection fondamentale. Le problème est traité à l'aide d'une méthode grapho-analytique originale.

NOTES

Magyary, A. et Pătraşcu, P. *Le dépoussièrage supersonique de l'atmosphère des mines.*

Popp, M., Rusu, T. et Voronca, Al. *L'orientation polaire des carottes de forage.*

Popescu, N. *L'étude des caractéristiques élastiques du bois de mine par application d'une méthode d'essai non destructive.*

* * * *Aspects de l'exploitation minière sous-marine.*

NOUVEAUX OBJECTIFS

* * * *L'usine de traitement des minerais de Teliuc.*

SUR L'ACTIVITE DU MINISTERE DES MINES

DOCUMENTATION

I. P. I. — c. 3024

Exportă pentru industria minieră:

Echipament de protecție
- detectoare de gaze
- diferite tipuri de măști
- aparate cu priză de aer liber prin injecție pentru executarea lucrărilor în spații închise
- aparate de protecție a căilor respiratorii

Echipament respiratoriu
- aparate respiratorii în circuit închis
- aparate de salvare
- aparate de absorbție
- măști
- brancarde universale

ca și:

- amorse
- diferite tipuri de lămpi miniere
- instalații de încărcare și lămpării complete
- manometre hidraulice

CENTROZAP

ÎNTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERȚUL EXTERIOR

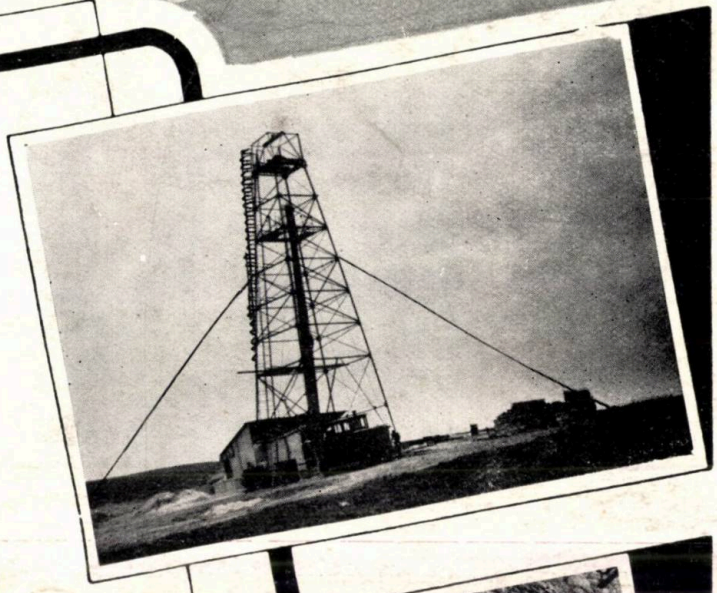
centrozap

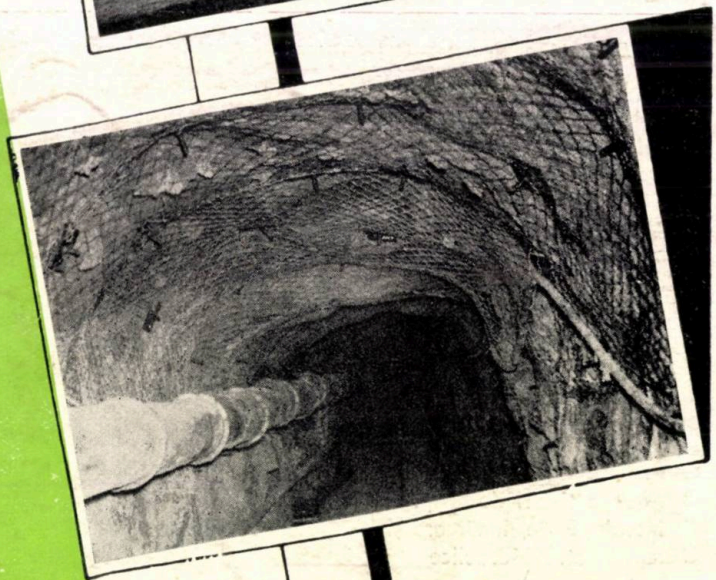
Producător:

Fabrica SPRZETU RATOWNICZEGO i LAMP
GORNICZYCE — F. S. R. Tarnowskie Góry
Polonia

T.P.E.M.

19650EC21





Execută:

- prospecțiuni geologice și geofizice
- ridicări topografice
- explorare prin foraje și lucrări miniere
- analize de laborator
- deschiderea zăcămintelor de substanțe minerale utile pentru:
  - minereuri neferoase: cupru, zinc, plumb, aur;
  - minereuri de fier;
  - minereuri nemetalifere: argile refractare, disten, feldspat, nisipuri metalurgice;
  - săruri de potasiu;
  - cărbuni cocsificabili și energetici

București, str. Izvor nr. 78 telefon 27.20.00

TRUSTUL DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

E 1433

REVISTA MINELOR

10

OCTOMBRIE

1965

BUCUREŞTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 401 — 444

TRUSTUL MINIER • CLUJ produce:

PENTRU TURNĂTORIILE DE FONTĂ, OȚEL ȘI BRONZ

nisipuri naturale de turnătorie
nisipuri spălate și clasate
bentonită liant pentru forme

bentonită brută de Valea Chioarului

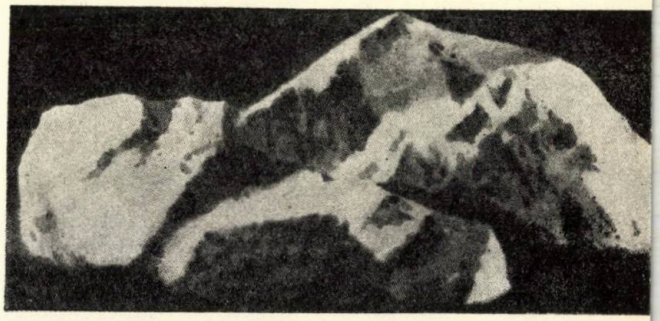
bentonită măcinată, liant pentru forme de turnătorie

PENTRU INDUSTRIA ELECTROCERAMICII ȘI A PORȚELANURILOR FINE

caolinuri selecționate
feldspat pentru ceramică fină
feldspat pentru glazuri

feldspat pentru ceramică fină—Exploatarea Muntele Rece

feldspat pentru glazuri – Exploatarea Muntele Rece



E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVI Nr. 10 1965

CUPRINS

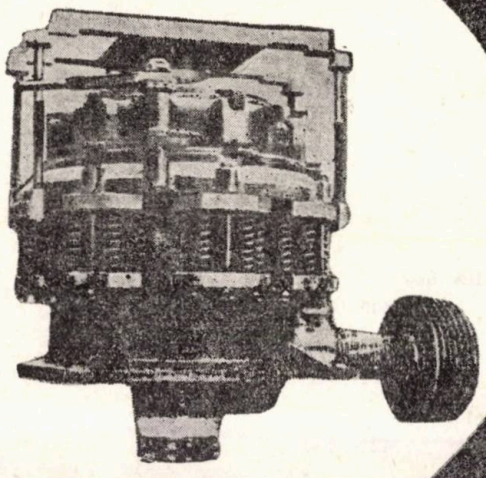
		Pag.
Indicii tehnico-economici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă în unităţile miniere M.M.		
	Trustul minier Deva	401—404
	Trustul minier Muntenia	404—408
	Exploatarea minieră Anina	408—409
Popescu, F. G., Csillag, A., Szasz, A. şi Anoaica, I.	**Măsuri de combatere a prafului la minele din bazinul Baia Mare şi eficienţa lor**	409—413
Dicu, Al., Tomuş, I., Coculescu, Gr. şi Băltăreţu, R.	**Aerajul salinelor din Republica Socialistă România**	414—420
Micheş, Gh. şi Coculescu, Gr.	**Determinarea diametrului optim al conductelor de aeraj parţial**	421—424
NOTE		
Lungu, I.	**Automatizarea deschiderii şi închiderii uşilor de protecţie la săparea puţurilor**	424—427
. * .	**Note tehnico-economice privind elementele rare (I)**	427—429
. * .	**Procesul de tăiere cu plugul a cărbunilor şi principiile de determinare a formei organului de tăiere**	430
INFORMAŢII		
. * .	**Probleme de exploatare şi mecanizare în cadrul celui de-al IV-lea Congres internaţional minier**	431—436
RECENZII		
DOCUMENTARE		

COMITETUL DE REDACŢIE

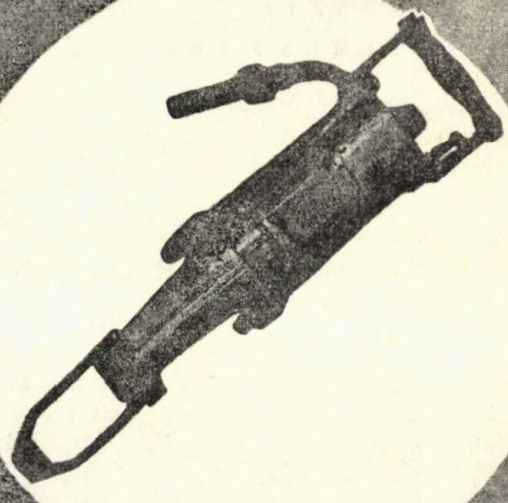
Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BIRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURAU ANDREI; prof. dr. ing. HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei R.S.R.; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; conf. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPAŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

UZINA INDEPENDENȚA SIBIU

execută utilaje cu randamente superioare pentru industria minieră



- SUFLANTE
- FILTRE DE VID
- POMPE DE VID
- PERFORATOARE PNEUMATICE
- CONCASOARE GIRATORICE
- CIOCANE DE ABATAJ PNEUMATICE



INDEPENDENȚA SIBIU

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1963

Indicii tehnico-economici în perioada planului de șase ani și în planul de perspectivă în unitățile miniere M.M.

Trustul minier Deva

Ing. *GH. APOSTOL* și
ing. *N. BOGDAN*

Realizarea sarcinilor trasate de cel de-al VIII-lea Congres al P.C.R. pentru prima etapă a programului de perspectivă al dezvoltării economiei naționale pînă în anul 1975 a constituit pentru lucrătorii din industria minieră o preocupare permanentă.

Activitatea Trustului minier Deva se desfășoară în principal pe patru ramuri de producție și anume : minereuri feroase, minereuri neferoase, substanțe minerale nemetalifere și materiale de construcții.

Preocuparea colectivelor de muncitori, ingineri și tehnicieni din cadrul unităților trustului, pentru dezvoltarea capacităților de producție, a fost dublată de acțiunea susținută pentru introducerea cu precădere a tehnicii noi și, în special, pentru mecanizarea și perfecționarea procedeelor tehnologice, în scopul creșterii substanțiale a productivității muncii și reducerii corespunzătoare a prețului de cost.

În acest sens o atenție deosebită s-a acordat dotării unităților cu utilaje moderne de înaltă tehnicitate, ridicării calificării cadrelor, experimentării și aplicării metodelor de exploatare de mare productivitate — corespunzătoare condițiilor specifice de zăcămînt — precum și extinderii susținerii cu înlocuitori ai lemnului.

Astfel, minele din ramura minereurilor feroase, unde exploatarea se realizează atît în subteran cît și la suprafață (cariera de la Teliuc), dispun de un însemnat parc de utilaje dintre care amintim : foreze de tip Uraleț, excavatoare cu cupa de 1 m³ și 3 m³, autocamioane basculante cu capacitatea de 10 tone, screpere, mașini de încărcat pentru înaintări și abataje, locomotive, compresoare etc.

Minele din ramura minereurilor neferoase și a substanțelor nemetalifere sînt dotate în special cu perforatoare, mașini de încărcat pentru înaintări, locomotive, compresoare etc., iar ramura extractivă a materialelor de construcții — cu excavatoare de mare capacitate.

În semestrul I al anului curent, pe total trust s-a realizat un indice de utilizare al mașinilor de încărcat la înaintări în galerii de peste 290 m³ pe mașină și lună, iar în abataj de 1 430 m³ pe mașină și lună.

Aplicarea metodelor de mare productivitate s-a făcut în special la minele de fier, unde condițiile de zăcămînt au permis aceasta, reușindu-se, de pildă, la mina Ghelar, să se extragă prin aceste metode peste 45 % din totalul producției.

Obținerea producției în proporția respectivă în condiții de structură variată a lentilelor, cu grosimi și înclinări diferite, dovedește preocuparea tehnicienilor minieri pentru găsirea și adaptarea la condițiile de zăcămînt a acelor metode care asigură indicatori tehnico-economici superiori celor obținuți prin metodele de exploatare curente.

Dintre metodele folosite se remarcă : metoda cu înmagazinare pe direcție sau transversal, metoda cu subetaje cu diferite variante de deschidere și metoda combinată (subetaje cu înmagazinare).

Principalul indicator — productivitatea în abataj — obținut prin aceste metode la mina Ghelar, spre exemplu, a atins valori maxime în anul 1963, cînd a avut loc de fapt evacuarea masivă a minereului înmagazinat în panourile intrate în exploatare.

La mina Teliuc exploatarea în carieră se realizează în trepte de 10 m înălțime, folosind pentru forarea găurilor de mină foreze de tip Uraleț, iar pentru încărcarea minereului derocat — excavatoare de mare capacitate.

Introducerea transportului auto în carieră, prin folosirea autocamioanelor cu capacitatea de 10 tone, a permis o creștere substanțială a productivității excavatoarelor, în prezent excavatoarele cu cupa de 3 m³ realizînd o productivitate de peste 115 tone pe oră.

Productivitatea medie a muncii pe carieră a fost în permanentă creștere, fiind în anul 1963 de 8,4 tone/post, în 1964 de 9,6 tone/post, iar în semestrul I 1965 de 14,1 tone/post.

La mina Deva este, de asemenea, în curs de experimentare metoda de exploatare cu front

lung și surparea tavanului fals, în scopul obținerii unui volum sporit de producție în condiții de mecanizare totală a operațiilor de încărcare și transport al minereului în abataj.

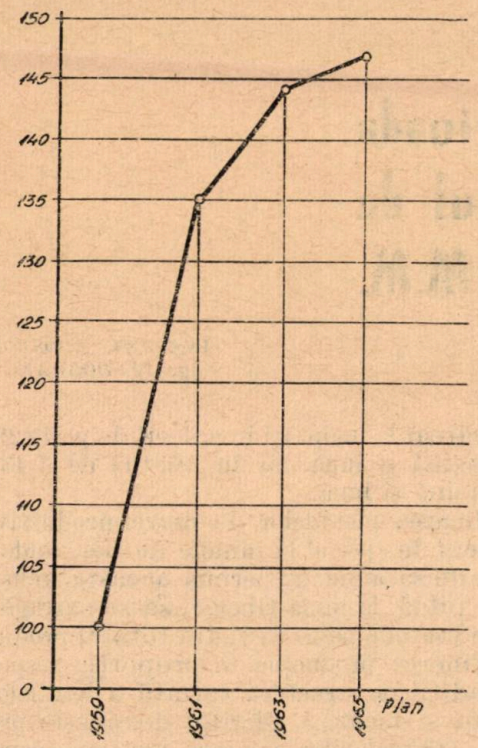


Fig. 1. Creșterea productivității fizice în perioada 1959—1965 la minele de fier din cadrul Trustului minier Deva (anul 1959 = 100).

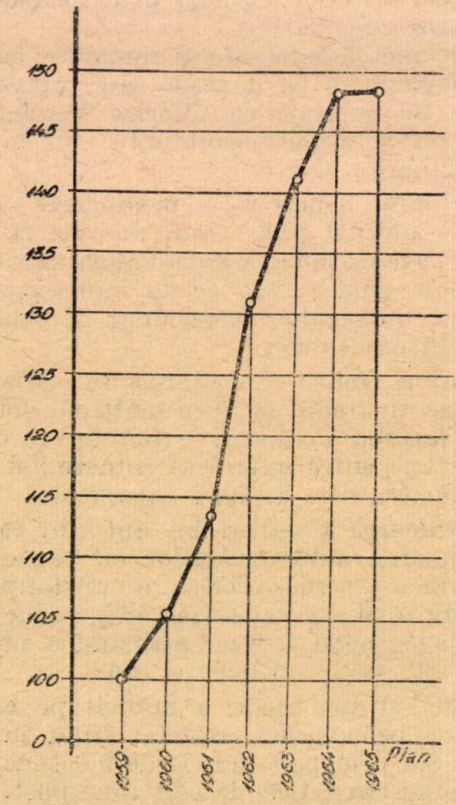


Fig. 2. Creșterea productivității fizice în perioada 1959—1965 la minele neferoase din cadrul Trustului minier Deva (anul 1959 = 100).

Tot la mina Deva se încearcă și îmbunătățirea actualei metode de exploatare — cu camere și surparea tavanului fals — prin înlocuirea susținerii de lemn din preabataje și abataje cu susținere metalică totală sau parțială care va permite utilizarea mașinilor de încărcat cu siloz propriu, în scopul mecanizării operațiilor grele și cu volum mare de muncă care se execută în abataj, respectiv încărcarea și transportul minereului derocat.

Acțiunea întreprinsă în ultimii ani în cadrul unităților trustului, de introducere și generalizare a susținerii cu înlocuitori ai lemnului, își găsește din ce în ce mai mult teren. Astfel, se utilizează la susținerea galeriilor elemente metalice de tipul TH și bolțari din prefabricate, în zidărie continuă sau în inele. Bandajarea

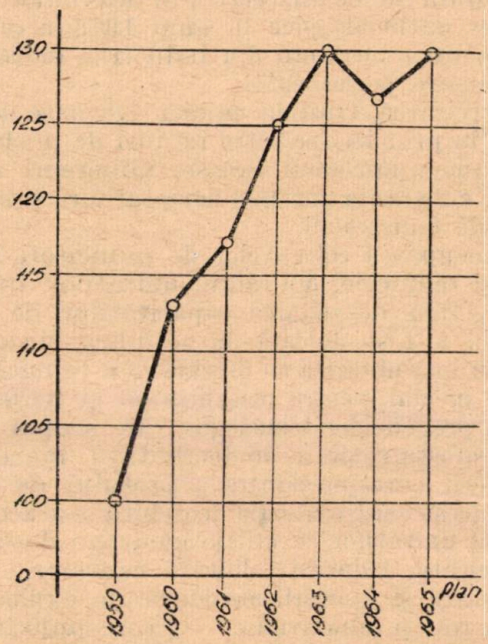


Fig. 3. Creșterea productivității valorice în perioada 1959—1965 în cadrul Trustului minier Deva (anul 1959 = 100).

galeriilor se realizează cu bandaje din beton prefabricat, iar pentru acoperirea canalelor se folosesc plăci din beton armat.

S-au experimentat de asemenea traversele din beton armat. Rezultatele obținute fiind pozitive urmează a se generaliza folosirea lor. Tot în fază experimentală s-a aplicat susținerea lucrărilor miniere cu ancore și torcret. În condiții de zăcământ corespunzătoare, susținerile respective au dat rezultate bune, extinderea acestora, în special a torcretului, fiind necesară.

Adăugînd principalelor măsuri de mai sus organizarea îmbunătățită a locurilor de muncă, întrecerea socialistă în producție, precum și pregătirea corespunzătoare a cadrelor, obținem tabloul general al factorilor care au determinat în final o creștere substanțială a produc-

tivității muncii și o reducere corespunzătoare a prețului de cost în domeniul extracției. Dinamica creșterii productivității muncii pe ramuri, în perioada respectivă, este redată în diagramele din figurile 1, 2 și 3, iar creșterea în anul 1965, față de anul de bază al perioadei, în tabela 1.

Tabela 1

Creșterea productivității muncii la exploatările Trustului minier Deva

Ramura	Indicatorii productivității muncii în anul 1965 (1959=100)	
	Productivitatea fizică	Productivitatea valorică
Minereuri feroase	146	141
Minereuri neferoase	148	118
Substanțe nemetalifere	145	141
Materiale de construcții	114	120

În ce privește reducerea prețului de cost în ramura minereurilor feroase, este de menționat exploatarea minieră Teliuc care va înregistra în anul 1965 o scădere a prețului de cost, față de anul 1959, cu aproape 17 %, iar în ramura minereurilor neferoase — exploatarea minieră Deva cu reducerea de peste 24 %, precum și exploatarea minieră Muncelul Mic cu 11 % (față de nivelul anului 1961 cînd această mină a fost pusă în funcțiune).

O scădere a prețului de cost (cu aproape 22 %) se remarcă de asemenea și în ramura substanțelor nemetalifere.

Cu privire la reducerea consumurilor specifice se menționează lemnul de mină, care prezintă o pondere însemnată în consumul de materiale utilizate în lucrările miniere.

Reducerea cu aproximativ 15 %, reducere care se va realiza în anul 1965 pe total trust, față de nivelul realizat în anul 1959, se datorește în special acțiunii de utilizare a înlocuitorilor la susținerea lucrărilor miniere, precum și unei mai bune gospodăriri a lemnului de mină folosit.

Este de remarcat aportul adus în obținerea rezultatelor pozitive prin desfășurarea organizată a întrecerilor socialiste, ca urmare a angajamentelor luate o dată cu dezbaterea cifrelor de plan.

Cunoașterea din timp a cifrelor de plan a dat de altfel și posibilitatea pregătirii minuțioase a condițiilor de realizare a indicatorilor planificați.

În domeniul preparării substanțelor minerale utile extrase în unitățile miniere din cadrul trustului, s-a remarcat o preocupare permanentă pentru îmbunătățirea rezultatelor anterioare, prin introducerea tehnicii noi și perfecționarea tehnologiei de preparare.

Dintre măsurile luate sînt de evidențiat ca cele mai importante :

— modernizarea celulelor de flotație și trecerea în bună parte la flotarea intensivă ;

— creșterea treptată a densității tulburelii, reducînd astfel diluarea exagerată a acesteia ;

— creșterea capacității de măcinare printr-o încărcare mărită cu bile ;

— revizuirea circuitelor de flotație în funcție de caracteristicile specifice ale minereului ;

— mecanizarea unor operații din fluxul tehnologic de preparare privind dozarea reactivilor, înlocuirea pieselor grele de schimb, colectarea probelor, încărcarea concentratelor etc ;

— aplicarea rețetelor de reactivi adecvate compoziției mineralogice a minereurilor.

Indicii de extracție obținuți la Uzina de preparare Deva marchează an de an valori mai mari, (tabela 2) atingînd în anul 1965, față de

Tabela 2

Indicii de extracție la Uzina de preparare Deva

Metalul în concentrat	Indicele de extracție, %				
	1961	1962	1963	1964	1965 (plan)
Cupru	86,4	87,7	89,1	89,7	90,0
Zinc	70,0	73,3	73,7	74,6	74,0
Plumb	64,7	73,7	75,9	80,0	80,0

anul 1961 — anul intrării în funcțiune a celei de-a doua flotații din cadrul uzinei — creșteri substanțiale, fapt care demonstrează efortul tehnic și organizatoric depus de colectivul acestei uzine.

În scopul unei mai bune valorificări a minereurilor de fier din regiunea Poiana Ruscă, în cursul anului 1964 a intrat în funcțiune Uzina de preparare Teliuc, caracterizată printr-un înalt grad de tehnicitate și fiind dotată cu utilaje moderne.

Prelucrarea minereului cu conținut în fier de 25—30 %, obținîndu-se concentrate cu un conținut în fier de 53—56 %, va duce la îmbunătățirea indicilor de folosire a furnalelor de la Hunedoara, precum și la importante economii în industria siderurgică.

Problema îmbunătățirii indicilor tehnico-economici va forma centrul preocupării trustului Deva și pe viitor.

Principalele măsuri necesare a fi rezolvate în perioada următoare a planului de perspectivă sînt :

— mecanizarea complexă a operațiilor și în special a celor grele și cu volum mare de muncă ;

— extinderea folosirii înlocuitorilor de lemn la susținerea lucrărilor miniere și în special a acelor înlocuitori care permit a fi recuperabili;

— perfecționarea metodelor de exploatare actuale prin mecanizarea operațiilor și susținerea corespunzătoare;

— studierea metodelor de exploatare de mare productivitate și adaptarea lor la condițiile specifice de zăcămînt;

— concentrarea producției în sectoare, o mai bună organizare a fronturilor de lucru, precum și asigurarea unui ritm de creștere corespunzător capacităților de producție;

— ridicarea continuă a calificării profesionale a cadrelor, în scopul folosirii optime a utilajelor și aplicării metodelor și procedeelor de lucru avansate, cerute de mecanizarea proceselor de producție.

Trustul minier Muntenia

Ing. *ILIE C. POPESCU*

Extragerea a 11,5—12,5 milioane tone de cărbune (cu 40 % mai mult decît în anul 1959), scăderea prețului de cost cu 21—23 %, concomitent cu creșterea productivității muncii și scăderea consumului de lemn de mină la 35 m³ pe 1 000 tone cărbune produs sînt principalele

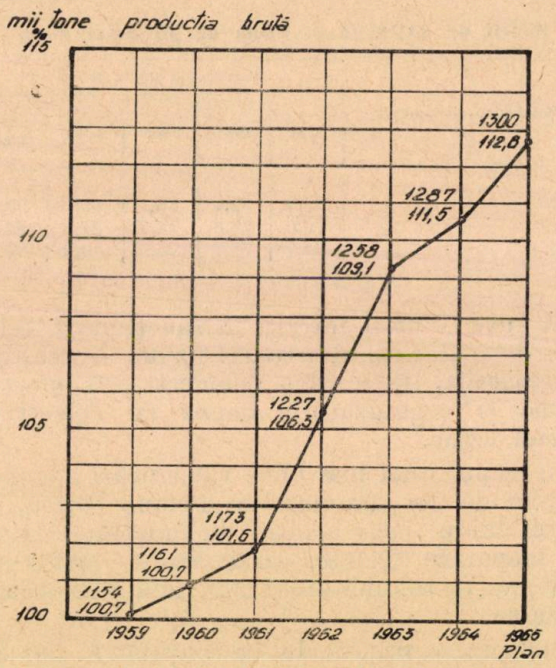


Fig. 1. Dinamica producției la T.M.Muntenia (fără E. M. Ojasca).

sarcini ce au fost trasate industriei miniere de cel de-al VIII-lea Congres al P.C.R.

Pentru industria minieră, cea mai mare consumatoare de lemn, problema reducerii consumului la 35 m³/1 000 tone constituia un obiectiv extrem de important, realizarea lui bazîndu-se pe o susținută activitate pentru introducerea înlocuitorilor lemnului în susținere.

În sfîrșit, obținerea pentru cărbune a unui preț de cost redus cu 21—23 % față de realizările anului 1959 era una din problemele cele mai importante și pentru a cărei realizare trebuia să-și aducă aportul, atît măsurile tehnico-organizatorice, cît și descoperirea și valorificarea tuturor rezervelor și resurselor interne ale unităților miniere.

Unul din factorii cei mai importanți în realizarea prevederilor Congresului al VIII-lea era îmbunătățirea necontenită a indicilor tehnico-economici.

Încadrîndu-se organic în ritmul de creștere al producției de cărbune, producția Trustului minier Muntenia a avut în perioada 1960—1965 o evoluție care l-a situat în poziția de producător a peste 30 % din producția de lignit a țării. Dinamica producției trustului în anii șesenalului, comparativ cu anul 1959, este redată în figura 1.

În cadrul T. M. Muntenia creșterea producției s-a făcut în exclusivitate pe seama dezvoltării minelor existente în care scop, în anii șesenalului, au fost elaborate planuri de perspectivă și sistematizare (Șotînga, Filipești).

În ceea ce privește dezvoltarea pe viitor a producției, aceasta se va face în special pe seama dezvoltării în adîncime a minelor existente.

Ținînd seamă de specificul zăcămintelor de lignit, care sub nivelul hidrostatic prezintă formațiuni de nisipuri acvifere ce îngreuiază exploatarea rezervelor, o atenție deosebită se acordă lucrărilor de asecare, menite să scadă nivelul hidrostatic în vederea punerii în exploatare a noilor rezerve de cărbuni.

Lucrările de asecare s-au executat ori de cîte ori s-a constatat prezența nisipurilor acvifere în vecinătatea stratelor de cărbuni.

Asecarea acestor nisipuri s-a făcut prin drenare cu filtre penetrante, introduse în coperișul sau culcușul stratelor.

Valoarea totală a lucrărilor de asecare în perioada 1960—1964 reprezintă peste 4,3 mil. lei.

Numărul de filtre de asecare introduse în perioada respectivă se prezintă după cum urmează :

	1960—1962	1963	1964	1965 (plan)
Numărul de filtre	463	523	588	881

O dată cu creşterea numărului de filtre a crescut şi viteza de coborîre a nivelului hidrostatic de la 1 la 2 m coloană de apă pe lună.

Concomitent cu executarea lucrărilor de asecare s-au efectuat cercetări pentru îmbunătăţirea metodei de asecare, în vederea creşterii vitezei de coborîre a nivelului hidrostatic şi a reducerii preţului de cost a rezervelor asecate. Cercetările au urmărit îmbunătăţirea constructivă a filtrelor penetrante, mecanizarea introducerii şi recuperării acestora şi creşterea debitelor prin activare cu pompe de vacuum.

Ca urmare a perfecţionării filtrelor şi a îmbunătăţirii tehnologiei de lucru preţul de cost al lucrărilor de asecare, raportat la tona de rezervă asecată, a scăzut după cum urmează :

Perioada	1960—1962	1963	1964
Lei/tonă	5,69	3,54	3,35

În cadrul planului de şase ani s-a urmărit extinderea abatajelor cu front lung, metodă avansată şi cu posibilităţi imediate de trecere la armare metalică. Realizările obţinute în creşterea producţiei din abatajele frontale se prezintă astfel :

Anul	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965 (plan)
Producţia, mii tone	278	303	363	330	395	385	534
%	100,0	109,0	130,6	118,7	141,7	138,5	192,4

Extinderea abatajelor cu front lung s-a făcut în special la E. M. Filipeşti, unde ponderea producţiei din aceste abataje, faţă de producţia totală din abataje, a crescut de la 58% în anul 1960 la 84% în anul 1965 (plan), ajungînd la limita posibilităţilor de extindere, în condiţiile prezentate de zăcămînt.

În vederea creşterii producţiei în viitor din actualele exploatări, precum şi pentru creşterea gradului de recuperare a rezervelor de cărbuni, se studiază posibilităţile de exploatare cu abataje cu front lung şi la E. M. Şotînga, unde stratul II, avînd o grosime medie de 4 m, s-a exploatat pînă în prezent numai cu abataje cameră. În acest scop în anul 1965 s-a prevăzut experimentarea exploatării acestui strat în două felii cu abataje cu front lung.

Totodată în anul 1965 s-a trecut la experimentarea exploatării cu front lung şi în stratul III de la raionul 1 Şotînga.

Ca urmare a măsurilor luate, extinderea exploatării cu abataje cu front lung va continua să crească preconizîndu-se creşterea ponderii producţiei din aceste fronturi la 50%, faţă de producţia totală din abataje din anul 1970.

În figura 2 este reprezentată extinderea prevăzută a abatajelor cu front lung faţă de producţia din abataje.

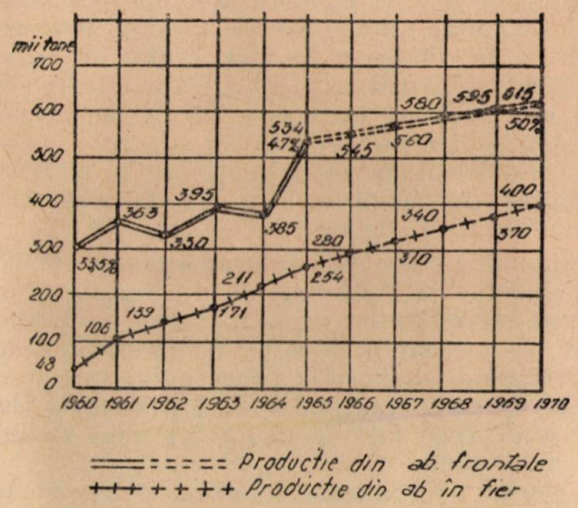


Fig. 2. Extinderea abatajelor cu front lung.

Pe lîngă concentrarea şi creşterea producţiei şi recuperare mai mare a rezervelor, abatajele cu front lung mai prezintă ca factor pozitiv posiblitatea înlocuirii susţinerii cu lemn prin susţinerea metalică.

Producţia extrasă din abatajele cu front lung armate metalic a avut o creştere continuă astfel :

Anul	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965 (plan)
Producţia, mii tone	13	48	106	139	171	211	254
Creşterea faţă de 1959 = 1	1	3,7	8,1	10,8	13,2	16,3	19,5
% din total producţie	1,13	4,13	9,06	11,41	13,59	16,47	19,54

Extinderea realizată a susţinerii metalice în abataje cu front lung în perioada 1960—1965 şi cea proiectată pentru următorii cinci ani este prezentată în figura 2.

Introducerea în procesul de producţie a înlocuitorilor lemnului a stat în atenţia cadrelor tehnice din cadrul T. M. Muntenia. În scopul reducerii continue a consumului de lemn de mină în cadrul unităţilor noastre s-au făcut experimentări cu înlocuitori atît în abataje, cît şi la toate genurile de lucrări miniere de înaintare : galerii, plane înclinate, suitori etc.

Primele experimentări de înlocuire a susţinerii din lemn la lucrările de înaintare au fost orientate spre introducerea susţinerii din prefabricate de beton, care au luat o extindere în producţie de peste 60% în anul 1963.

Pe parcurs, în urma experimentărilor cu rezultate bune a susţinerii metalice, s-a trecut la extinderea şi a acestei susţineri, înlocuindu-se susţinerea cu lemn în proporţie de 95,5 %, începînd cu anul 1963.

Susţinerea metalică, fiind mai uşoară la manipulare şi la montare, a creat posibilităţi de realizare a unor viteze mai mari de avansare ; putînd fi refolosită de mai multe ori ea s-a dovedit a fi mai economică, fapt pentru care se continuă cu extinderea ei în detrimentul susţinerii cu prefabricate de beton.

Ponderile felurilor de susţinere a lucrărilor miniere de înaintare în perioada şesenalului sînt redate în figura 3.

Înlocuirea lemnului prin susţinerea metalică în abataje cu front lung pe deoparte şi extinderea înlocuitorilor (inele metalice şi prefabricate de beton) la lucrările de pregătire a dus la scăderea continuă a consumului specific de lemn de mină ajungînd la 36,5 m³/1 000 t plan pe anul 1965 faţă de 49,5 m³/1 000 t realizat în anul 1960.

Pentru a ne da seama mai bine de importanţa pe care o prezintă reducerea consumului specific de lemn, este suficient să arătăm că din economia ce s-a realizat în perioada 1960 — — 1964 şi care reprezintă circa 43 000 m³ se poate acoperi aproape întregul consum de lemn

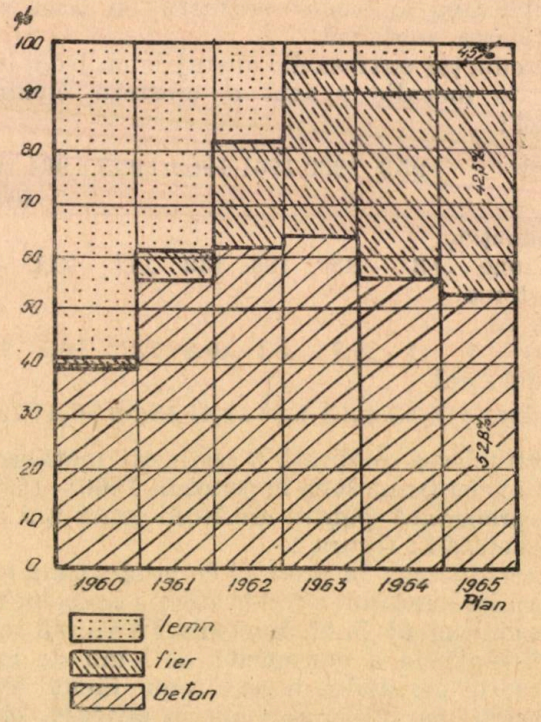


Fig. 3. Ponderile felurilor de susţinere a lucrărilor miniere.

pentru extragerea producţiei planificate pe anul 1965.

În vederea reducerii consumului specific de lemn sub 35 m³/1 000 t, sarcină trasată pentru industria minieră de Congresul al VIII-lea al P.C.R., s-au executat experimentări pentru introducerea susţinerii metalice şi la abatajele cameră. În urma experimentărilor făcute în stratul III Roşioara de la E. M. Filipeşti şi la

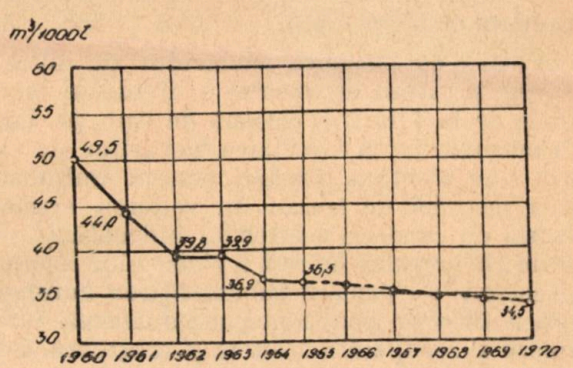


Fig. 4. Scăderea consumului specific de lemn de mină.

stratul I Mărgineanca de la E. M. Şotînga, conform unei tehnologii elaborate de ICEMIN, s-a stabilit că prin introducerea susţinerii metalice la abatajele cameră se poate realiza o reducere a consumului de lemn în proporţie de 60 — 70 % faţă de susţinerea în lemn. După încheierea experimentărilor şi definitivarea tehnologiei de lucru s-a trecut la aplicarea şi extinderea acestei metode, prevăzîndu-se în planul pe 1965 extragerea a 40 000 tone cărbuni prin abataje cameră susţinute metalic din stratul I Mărgineanca.

Prin extinderea susţinerii metalice în abataje cu front lung şi în parte la abatajele cameră, consumul specific de lemn va scădea în viitor sub 35 m³/1 000 t (fig. 4).

În afara reducerii consumului de lemn, prin susţinerea metalică a abatajelor cu front lung s-au creat premisele realizării unor viteze superioare de avansare a frontului, atît prin mărirea gradului de securitate a muncii şi simplificarea monografiilor de susţinere, cît şi prin crearea condiţiilor de aplicarea tăierii şi încărcării mecanice cu combina.

Viteza medie de avans a frontului realizată în abataje cu front lung a crescut de la 0,72 m/zi în anul 1960 la 0,79 m/zi în anul 1964, conform graficului din figura 5. La creşterea vitezei în anul 1964 a contribuit şi tăierea cu combina K 52 de la unul din abataje de la E. M. Filipeşti.

Rezultatele obţinute cu această combină sînt concretizate în realizarea vitezei de avansare cu 16 % mai mare decît la restul abatajelor, prin creşterea cu 10 % a productivităţii muncii şi scăderea consumului de exploziv cu 87 %.

O dată cu extinderea susţinerii metalice în abatajele cu front lung viteza medie de avans a frontului va creşte în viitor la cel puţin 0,82 m/zi, viteză care va fi depăşită în cazul

extinderii tăierii în abataj cu combine corespunzătoare condiţiilor de zăcămînt.

Paralel cu trecerea exploatării la abataje cu front lung, s-a asigurat transportul producţiei prin dotarea unităţilor (în special a E. M. Filipeşti) cu utilaje de transport de mare capacitate, transportoare metalice şi benzi de transport.

Consecinţa directă a activităţii tehnice, a aplicării în producţie a planurilor de măsuri tehnico-organizatorice, productivitatea fizică în perioada de referinţă a avut o dinamică ascendentă în toate fazele procesului de producţie, aşa cum se arată în graficul din figura 6.

Aport deosebit în obţinerea unor productivităţi superioare a adus-o creşterea gradului de mecanizare a operaţiilor grele şi cu volum mare de muncă.

În afară de mecanizarea lucrărilor în abataje, în special la abatajele cu front lung unde operaţiile mai grele de încărcare şi transport

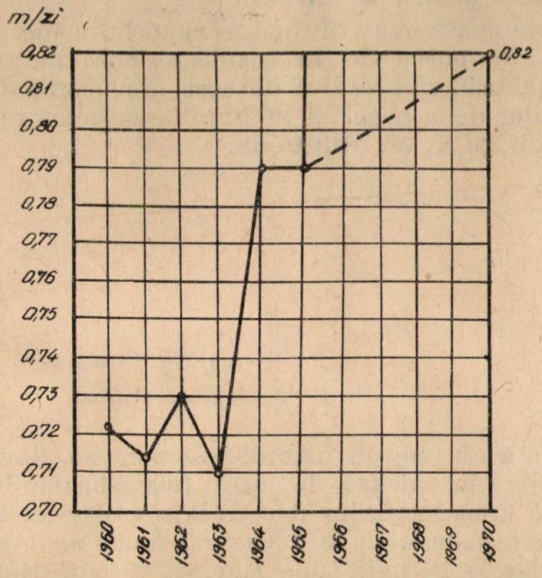


Fig. 5. Viteza medie de avans a frontului la abatajele cu front lung.

sînt uşurate în bună parte prin transportoare şi benzi, procesul de mecanizare s-a extins şi la lucrările de înaintare, prin introducerea şi extinderea încărcării mecanice. În acest scop s-au folosit la înaintarea galeriilor maşini de încărcat de tip GNL şi GPS, precum şi o maşină tip PK-3.

Extinderea încărcării mecanice la înaintare a avut o creştere de la 6,5 % în anul 1960 la 19,8 % în anul 1964 şi 20,4 % pe 1965 (plan) conform graficului din figura 7.

La creşterea productivităţii muncii a contribuit în măsură însemnată ridicarea necontenită a nivelului profesional al muncitorilor prin cursuri de calificare, precum şi reducerea necontenită a posturilor neproductive prin concentrarea exploatării şi transportului.

Edificator apare în acestă privinţă reducerea la 94 % în anul 1962 şi la 91 % în anul 1964 faţă

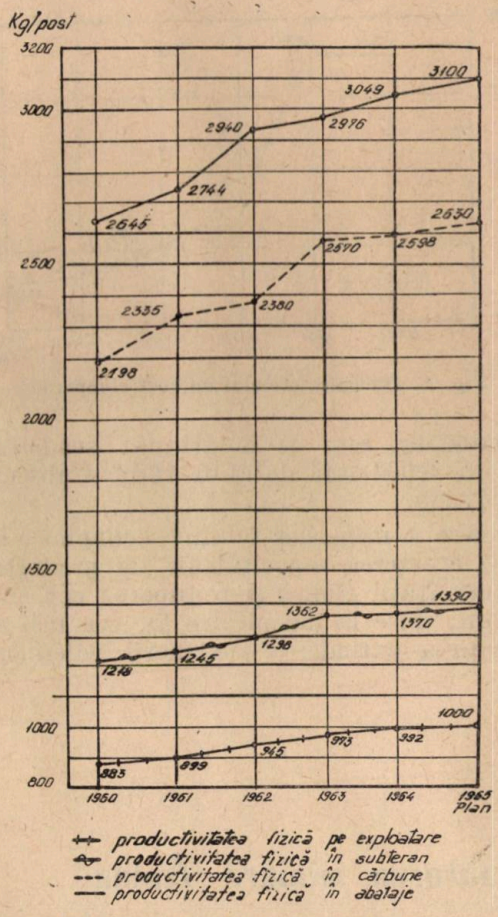


Fig. 6. Creşterea productivităţii fizice.

de 1960 a posturilor de regie pe 1 000 tone producţie, mai ales dacă se ţine seamă că în

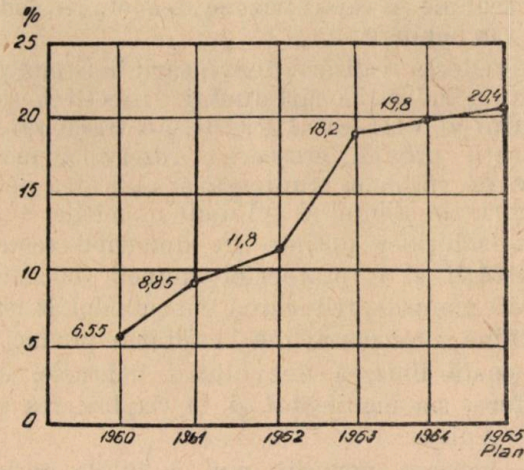


Fig. 7. Extinderea încărcării mecanice la înaintări.

aceeaşi perioadă, lungimea căilor de transport a crescut cu 31 %, parţial fiind şi sub nivelul hidrostatic.

Un alt factor care a contribuit la îmbunătăţirea indicatorilor a fost întărirea disciplinei în muncă, realizată sub îndrumarea comitetelor de partid şi cu sprijinul organizaţiilor de masă.

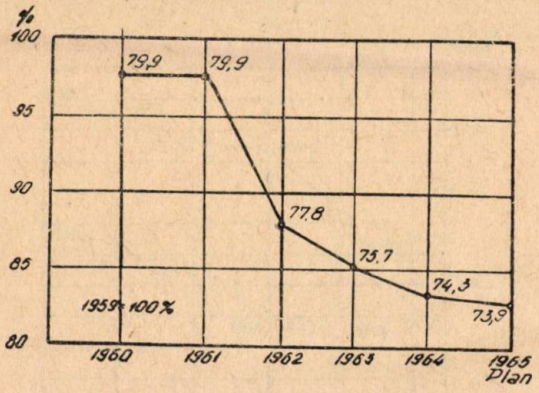


Fig. 8. Dinamica preţului de cost comparabil.

Ca exemplu, este de menţionat scăderea cu 24% în 1964 faţă de anul 1963 a absenţelor nemotivate.

Urmare a măsurilor tehnico-economice luate pentru creşterea capacităţilor de producţie, a productivităţii muncii şi reducerea consumului de lemn, duse la îndeplinire în cea mai mare parte prin extinderea susţinerii galeriilor cu fier şi bolţari şi a abatajelor frontale cu stîlpi şi grinzi metalice, preţul de cost comparabil al tonei de lignit va fi mai mic în anul 1965 cu 17,3% decît cel realizat în anul 1959 (fig. 8).

Din micşorarea consumului de materiale, partea covîrşitoare o are scăderea consumului de lemn. După cum s-a amintit, concomitent cu creşterea productivităţii la lucrările direct productive, ponderea posturilor indirect productive reprezintă 91% în anul 1965 faţă de 1960, în condiţiile creşterii producţiei cu 12,6%.

De un real folos în obţinerea rezultatelor bune a fost urmărirea îndeaproape a eficienţei tehnice şi economice a diferitelor genuri de susţinere.

Reducerea preţului de cost în perioada 1960 — — 1965 la exploatările miniere din cadrul Trustului minier Muntenia a condus în mod direct la creşterea rentabilităţii E. M. Şotînga, rentabilizarea minei Filipeşti şi diminuarea dotaţiei alocate pentru E. M. Ceptura.

Îmbunătăţirea calităţii cărbunelui a dus în final la obţinerea de rezultate bune în privinţa scăderii preţului de cost, diminuarea dotaţiilor de la buget şi în final la creşterea rentabilităţii T. M. Muntenia.

Exploatarea minieră Anina

Ing. *GH. TOMA* şi
ing. *AL. PREDA*

Studiind posibilităţile şi nevoile actuale şi în perspectivă ale economiei naţionale, P.C.R. a stabilit, în mod ştiinţific, liniile directoare care trebuie să caracterizeze dezvoltarea industriei carbonifere.

În vederea realizării dezvoltării în ritmul planificat a industriei cărbunelui, Directivele Congresului al VIII-lea al P.C.R. au trasat sarcini concrete privind creşterea rezervelor industriale de cărbune, studierea şi aplicarea noilor cuceriri ale ştiinţei şi tehnicii mondiale, adaptarea soluţiilor optime în domeniul tehnicii securităţii şi a protecţiei muncii, înlocuirea muncii manuale, reducerea consumului de lemn de mină, îmbunătăţirea calităţii producţiei.

Această linie, a dezvoltării industriei carbonifere, s-a manifestat şi la Exploatarea minieră Anina.

În vederea creşterii volumului de rezerve industriale, la E. M. Anina s-au executat lucrări de cercetare geologică, atît prin sondaje de la suprafaţă, cît şi prin lucrări miniere în subteran.

În acest scop în ultimii şase ani s-au alocat fonduri în valoare de circa 100 milioane lei.

În urma lucrărilor de cercetări geologice, rezervele industriale din bazinul Anina au crescut de la 24 mil. tone la circa 47 mil. tone.

Totodată lucrările de cercetare geologică au determinat creşterea rezervelor de argilă refractară cu 420 mii tone. În cursul anului 1962 au început lucrări de cercetare geologică pentru argilă în cîmpul minier Miniş, lucrări care au continuat să se execute şi în prezent.

În cursul anului 1965 se vor executa lucrări de experimentare pentru determinarea metodei de abataj cu indicii tehnico-economici cei mai favorabili.

Concomitent cu lucrările de cercetare geologică, s-au extins lucrările de reconstrucţie şi construcţie a minelor. Astfel, s-au luat măsuri de reprofilare a lucrărilor miniere pentru îmbunătăţirea condiţiilor de aeraj; toate puţurile la zi la mina Anina au fost betonate; s-au construit blocuri de locuinţe.

Pentru îmbunătăţirea condiţiilor de muncă în subteran s-au experimentat şi s-au dat în

folosință pompe de injectarea apei în strat, ceea ce a dus la reducerea conținutului de praf silicogen cu 80%, influențînd favorabil productivitatea muncii.

În vederea îmbunătățirii aerajului general, s-a pus în funcțiune ventilatorul de la puțul II E. M. Anina.

Prin studierea rezultatelor obținute în tehnica minieră din țară și din străinătate, s-au experimentat și s-au introdus la unitățile trustului mașini de încărcat tip LZK-3I pentru ușurarea muncii la încărcarea sterilului în galerii.

Pentru ca utilizarea acestor mașini să se facă la capacitatea lor maximă s-au introdus recomprimatoare de aer comprimat.

Punerea în funcțiune a recomprimatoarelor a făcut posibil ca la unele fronturi să se obțină o creștere a vitezei de perforare și implicit creșterea vitezei de avansare cu circa 21%.

În vederea mecanizării tăierii în stratele subțiri, începînd cu anul 1963 la E.M. Anina s-au făcut experimentări cu plugul de cărbune cu acțiune dinamică. Din cauza condițiilor de zăcămînt nefavorabile, pînă în prezent nu s-au obținut rezultate concludente ; se poate totuși menționa faptul că prin folosirea plugului, productivitatea muncii a crescut. Lucrările de experimentare continuă.

Productivitatea muncii în anul 1965 a crescut cu 43% față de anul 1959.

Principalii factori care au determinat creșterea productivității muncii au fost : mecanizarea lucrărilor grele, extinderea procedeelor tehnologice noi, folosirea rațională a mașinilor și utilajelor existente, organizarea producției și a muncii, ridicarea calificării cadrelor, întrecerea socialistă.

Pentru reducerea consumului specific de lemn de mină, s-a urmărit folosirea în toate lucrările de înaintare la susținere, a înlocuitorilor lemnului și reducerea consumului de lemn în abataj.

Înlocuitorii folosiți în perioada celor șase ani au fost : inelele de bolțari, armăturile metalice TH și armături prefabricate din beton.

Primii înlocuitori folosiți au fost inelele de bolțari, care au atins un metraj maxim în anul 1962. În anul 1964 au fost folosiți în măsură foarte mică, iar în anul 1965 se va renunța în general la folosirea lor. Aceasta se justifică prin faptul că în lucrări cu presiuni mari susținerea nu a dat rezultate satisfăcătoare, iar în lucrările principale folosirea inelelor de bolțari creează rezistențe aerodinamice mari care influențează negativ aerajul în subteran. În plus, susținerea cu inele de bolțari necesită un volum mare de muncă.

Armăturile metalice TH au fost folosite începînd cu anul 1960, iar lungimea lucrărilor miniere susținute cu acest înlocuitor a crescut an de an.

Folosirea cu precădere a susținerii metalice se explică prin aceea că manevrarea și montarea se face ușor, iar recuperarea de asemenea se face în condiții optime.

Pentru reducerea consumului de lemn în abataje în anul 1962 s-au luat măsuri de experimentare a stivelor confecționate din sferturi de lemn și a cutiilor de rambleu.

În anul 1964 s-au făcut experimentări pentru confecționarea stivelor triunghiulare la E.M. Anina și utilizarea stîlpilor metalici mijlocași, confecționați din laminate TH, în abatajele cameră de la Baia Nouă.

Prin măsurile luate consumul specific de lemn de mină a scăzut în anul 1964 la circa 56 m^3/1 000 t față de circa 111 m^3/1 000 t în anul 1958.

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Măsuri de combatere a prafului la minele din bazinul Baia Mare și eficiența lor

Ing. *G. F. POPESCU*,
ing. *A. CSILLAG*,
ing. *A. SZASZ* și
ing. *I. ANOAICA*

Industria minieră din țara noastră a cunoscut în ultimii 20 de ani o largă dezvoltare prin amplificarea capacităților de producție a minelor existente și deschiderea de noi unități miniere de mare capacitate.

Concomitent cu dezvoltarea industriei miniere, au fost luate și intensificate măsurile de protecția muncii, menite să apere pe muncitori de accidente sau îmbolnăviri profesionale și să îmbunătățească în mod continuu condițiile de muncă.

Dintre toate bolile profesionale, silicoza continuă să prezinte gravitate prin periculozitatea cea mai ridicată. Întrucît tratamentul silicozei nu duce la vindecare completă, se impune să se ia măsuri energice pe linie tehnică și medicală, pentru prevenirea îmbolnăvirilor.

O contribuție importantă în cercetarea diferitelor aspecte legate de silicoză au avut unele instituții centrale și regionale de specialitate de la noi din țară, cum sînt Institutul de cercetări științifice pentru protecția muncii de pe lîngă

C.C.S., ICEMIN prin filiala sa din Petroşeni, institutele de igienă şi protecţia muncii din Bucureşti, Cluj şi Timişoara, precum şi Sectorul de cercetări miniere al Trustului minier Baia Mare.

Lupta împotriva silicozei şi a cauzelor ce o favorizează — cu toate că prezintă multe greutăţi tehnice şi implică un serios efort financiar — se duce însă cu rezultate din ce în ce mai favorabile, în special în ultimii ani.

Cauza principală a îmbolnăvirilor de silicoză este praful silicogen, a cărui concentraţie în atmosfera subterană constituie factorul hotărîtor în declanşarea acestei boli profesionale. Nocivitatea prafului este în dependenţă directă de conţinutul său în bioxid de siliciu liber şi de dispersia sa.

Din această cauză, lupta împotriva silicozei trebuie sincronizată cu cunoaşterea gradului de prăfuire a minelor, din care motiv Sectorul de cercetări miniere de pe lîngă Trustul minier Baia Mare şi-a axat o parte din activitate pentru studierea acestei probleme.

De la înfiinţarea în cadrul sectorului a grupei de aeraj (anul 1958) au fost elaborate pînă în prezent mai multe studii pentru determinarea gradului de prăfuire a minelor. S-au studiat din acest punct de vedere minele Baia Sprie, Cavnic, Valea Roşie ş.a. şi au fost abordate problemele respective şi în unele studii de aeraj, cum este cazul celor executate pentru minele Ilba şi Şuior. Studii şi determinări similare au fost iniţiate şi de serviciul de aeraj al Trustului minier şi de cele ale unor exploatări, ca de exemplu Săsar, Baia Sprie şi altele.

I. Gradul de prăfuire a unor mine

Concluziile principale la care s-a ajuns, în urma cercetărilor întreprinse cu prilejul întocmirii studiilor mai sus-amintite, sînt redate succint în cele ce urmează.

La *mina Baia Sprie*

Din cercetările efectuate pentru stabilirea gradului de prăfuire a aerului la mina Baia Sprie s-a constatat că concentraţia medie de prăfuire a circuitelor de aer creşte la rampe şi galeriile de transport de peste trei ori faţă de conţinutul particulelor de praf din aerul proaspăt ce pătrunde în mină. Creşterea gradului de prăfuire este în funcţie de o serie de factori de influenţă. Astfel, prăfuirea creşte o dată cu sporirea lungimii circuitelor de aer şi a adîncirii minei, precum şi cu scăderea vitezei de circulaţie a aerului.

Măsurătorile efectuate la diferite locuri de muncă au stabilit concentraţii foarte variate, cele mai ridicate valori întîlnindu-se la lucrările în fund de sac (galerii şi suitori), iar cele mai scăzute la unele operaţii de transport de pe galeriile principale. Variaţia conţinutului de SiO_2 liber este dată de particularităţile mineralogice şi petrografice locale. S-a mai constatat că proporţia particulelor sub 5 microni este ridicată atît în abataje cît şi în fronturile de înaintare.

La *mina Cavnic*

Gradul de prăfuire stabilit în cadrul circuitelor de aer ale acestei mine variază între 10 şi 12 ori faţă de conţinutul particulelor de praf din aerul de la intrarea în mină, măsurătorile respective făcîndu-se pe traseele principale şi pe căile de evacuare a aerului.

Determinările conimetrice efectuate la fronturile de lucru au scos în evidenţă faptul că lucrările în fund de sac, reprezentate prin suitori, au concentraţia cea mai ridicată, în raport cu restul lucrărilor amenajate cu instalaţii de perforare umedă. Lucrările de încărcare a minereului din rostogoluri generează cantitatea cea mai redusă de praf.

Din calculele efectuate pe baza datelor obţinute prin determinări rezultă că în prezent 18% din praf este produs prin operaţia de perforare a găurilor, 24% la rularea minereului, 29% la transport, 12% la lucrările de rambleiere şi 17% la lucrările de împuşcare.

La *mina Valea Roşie*

Cu ocazia efectuării determinărilor privind gradul de prăfuire pe circuitele de aeraj, s-a stabilit că, faţă de concentraţia de praf a aerului proaspăt, aerul din curentul viciat prezintă concentraţii de 1,6 ori mai mari.

Gradul de prăfuire pe genuri de lucrări şi grupe de operaţii variază în funcţie de specificul tehnologic, ordinul de mărime fiind comparabil cu cel constatat la alte mine. Faţă de perforarea uscată, gradul de prăfuire scade de peste şapte ori la aplicarea perforării umede.

La *mina Ilba*

Prăfuirea curentului principal de aer este foarte variată, fiind mai ridicată în locurile unde viteza de circulaţie a aerului este mai scăzută.

Dispersia este cuprinsă între 10 şi 38% la particule submicronice, 30 — 50% la particule de 1 — 3 microni, 9 — 29% la particule de 3 — 5 microni, 5 — 18% la particule de 5 — 10 microni şi 1% la particule mai mari de 10 microni.

La *mina Şuior*

Gradul de prăfuire a atmosferei subterane din această mină prezintă variaţii foarte mari. Rezultatele determinărilor de dispersie efectuate asupra probelor de praf colectate indică următoarele valori medii: 21 — 38% sînt particule de dimensiuni submicronice; 23 — 42% sînt particule de 1 — 3 microni şi 3 — 10% particule de peste 10 microni.

La *mina Săsar*

La această mină, în ganga plenianâ predomină cuarțul, respectiv forma sa concreționară calcedonia. Spre deosebire de alte mine, operația cu potențialul silicogen cel mai ridicat prezintă faza de încărcare din rostogoluri a minereului , la care prăfuirea este de circa trei ori mai ridicată decît media sectorului și de peste două ori mai mare decît prăfuirea în abataje. În legătură cu concentrația de praf în abataje, remarcăm că aceasta se situează între valorile determinate la alte mine.

Menționăm că în ce privește conținutul de SiO_2 la Săsar se dispune, în prezent, de numeroase determinări rezultate din lucrările întreprinse de Institutul de igienă din Cluj. În prezent sînt în curs noi determinări, care se efectuează de către organele de resort ale unității și ale trustului. Datele preliminare confirmă valorile anterioare.

Determinările de amănunt au fost efectuate de serviciul de aeraj al exploatării Săsar, în cadrul căruia s-a înființat recent un laborator de conimetrie și microclimat minier, care își desfășoară munca în conformitate cu îndrumările metodice ale sectorului de cercetări. De altfel, S.C.M. a organizat în anul 1963 un scurt curs de perfecționare și instructaj cu personalul serviciilor de aeraj ale exploatărilor din bazinul minier Maramureș, în vederea unificării metodologiei de lucru la efectuarea determinărilor de microclimat și toxicitate.

Datele obținute se interpretează apoi, atît sub aspectul eficienței măsurilor aplicate, cît și sub aspectul orientării eforturilor tehnico-profilactice în viitor.

Se poate scoate în evidență că pe primul loc al preocupărilor trebuie să se situeze lucrările de abataj, urmate de cele de încărcare din rostogoluri. Este drept că prăfuirea la încărcarea din rostogoluri este de 2,3 ori mai mare decît cea din abataje, în schimb în abataje sînt expuși prăfuirii un număr de 2,4 ori mai mare de muncitori.

Cu ajutorul datelor obținute se pot construi reprezentări grafice adecvate scopului urmărit. Astfel de diagrame, denumite coniopotențiograme, au fost propuse de autorii prezentei comunicări încă cu cîțiva ani în urmă și se pot trasa în cadrul minei — pe sectoare, iar în cadrul trustului — pe mine (fig. 1).

II. Eficiența măsurilor de combatere cercetate și aplicate

Cunoscînd potențialul silicogen pe care îl prezintă circuitele de aer, lucrările de înaintare în galerii și suitori, fazele de lucru din abataje, precum și operațiile miniere principale, se poate trece la analiza eficienței unora din măsurile aplicate pentru combaterea prafului silicogen.

Ne vom referi mai ales la măsurile tehnice de prevenire și de combatere a silicozei, aplicate sau în curs de aplicare la exploatările Trustului minier Baia Mare, care au fost studiate de către Sectorul de cercetări miniere Baia Mare — fie singur, fie în colaborare cu celelalte instituții de specialitate : ICEMIN — filiala Petroșeni,

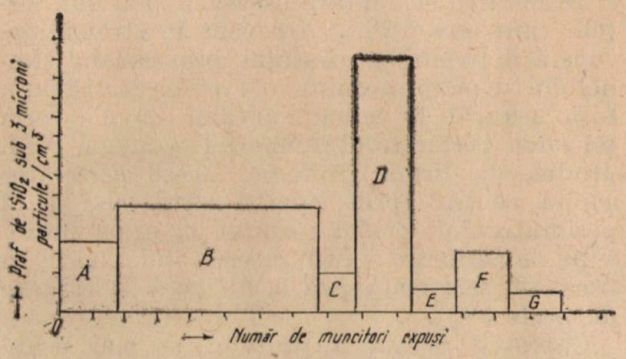


Fig. 1. Diagrama gradului de prăfuire a unui sector (a unei mine) :

A — galerii în filon; *B* — abataje; *C* — suitor; *D* — încărcare și transport; *E* — lucrări de întreținere; *F* — lucrări de deservire; *G* — galerii în steril.

institutele de igienă și protecția muncii din Cluj și București etc.

Tehnica mineritului din bazinul Baia Mare dispune în prezent de multiple și variate mijloace de combatere la care ne vom referi în cele ce urmează.

1. *Procedee de combatere a prafului la perforare*

Cele mai multe mijloace de combatere au fost elaborate și perfecționate în scopul reducerii prafului, îndeosebi la perforarea găurilor de mină. Sînt aplicate, sau în curs de aplicare, procedee cu captarea umedă a prafului, cu captarea prin spumare, captare uscată și procedee speciale.

Perforajul umed obișnuit, bazat pe injecția axială a apei industriale fără camera de dezaerisire, este generalizat în proporție de 100%. Se aplică adesea în condițiile prusturitului uscat și are o eficiență cuprinsă între 90 și 92%. Prin trecerea la perforajul normalizat, care elimină prusturitul uscat al găurilor și impune debitele și presiunea apei bine determinate, eficiența poate să crească pînă la 98%.

Perforajul cu spumă are o eficiență de captare a prafului cuprinsă între 93 și 98%.

Din cercetările întreprinse la minele trustului Baia Mare, rezultă că este recomandabilă folosirea procedeului la executarea găurilor de mină verticale. În cadrul Trustului minier Baia Mare sînt în curs de introducere 60 de aparate de produs spuma necesară perforării găurilor de mină.

Parametrii optimi de funcționare a aparatului au fost determinați prin încercări la următoarele valori : diluția optimă între 1 :40 și

1 :50 pentru detersin DBS şi 1 :6 pentru mersolat de sodiu ; consumul de substanţă spumogenă 1,3 l/m de gaură ; consumul de aer comprimat 1,1 m^3/gaură ; înclinarea găurilor 60—90° ; presiunea recomandată a aerului comprimat este de 1,2 at. Preţul de cost este cu 7% mai mare decît la perforajul umed obişnuit.

Perforarea cu captare uscată a prafului, sistem care este utilizat frecvent în străinătate, constă în aspirarea prafului prin canalul sfredelului şi perforatorului. Un astfel de sistem a fost încercat la mina Varvara (Cavnic) prin folosirea perforatorului Short Dryductor Drill, produs de firma Holman. Acest perforator aspiră central (prin canalul sfredelului şi al perforatorului) praful rezultat în urma procesului de perforare şi prin intermediul unui filtru uscat cu saci realizează o eficienţă de captare de peste 98%.

Captarea uscată a prafului se mai poate realiza şi la gura găurii perforate, folosind mai multe dispozitive. Aparatul Nemcsek, încercat pentru aceste scopuri, are o eficienţă între 90,7 şi 99,5% acolo unde sînt condiţii pentru aplicare (roci moi, sfredele spiralate, găuri verticale). În cazul trustului minier Baia Mare, procedeul menţionat nu întîlneşte în mod frecvent aceste condiţii de aplicare.

Perforarea găurilor prin procedee speciale, cum ar fi perforarea termică, sonică, vibrantă etc., preconizate de S.C.M. pentru încercări, nu a depăşit încă faza de studiu documentar şi de construire a prototipurilor.

2. *Procedee de combatere a prafului la împuşcare*

Pentru combaterea prafului rezultat la împuşcare, Sectorul de cercetări miniere Baia Mare a încercat mai multe mijloace, dintre care amintim, ca fiind mai importante, folosirea burajului cu apă şi folosirea perdelelor de ceaţă.

— Burajul cu apă. Prin acest procedeu se asigură reducerea cantităţii de praf rezultat la împuşcare cu 15 — 70% (în medie 40 — 50%). Extinderea folosirii burajului cu apă este îngreuiată însă de lipsa unor cartuşe corespunzătoare din punct de vedere tehnic şi economic. În situaţia actuală, folosirea burajului cu apă este recomandată a fi aplicată în locurile de muncă unde ar exista eventual pericolul exploziei de gaz metan, praf de cărbune, sau praf de pirită. În aceste cazuri este bine ca burajul cu apă să fie folosit concomitent cu pungile de apă.

— Perdelele de ceaţă. Experimentările efectuate au arătat că aparatele care au o eficienţă ridicată sînt cele care funcţionează pe principiul injectorului şi al apei sub presiune. Eficienţa de reţinere a perdelelor de apă utilizate a fost de 74 — 85% în curentul de ieşire a aerului la aeraj refulant, 68 — 84% prin montarea unei singure duze în burlanul de aeraj, circa 90% la stropirea frontului de lucru cu injectorul tip Săsar.

3. *Măsuri de combatere a prafului la încărcare*

Deoarece potenţialul silicogen al operaţiei de încărcare este ridicat, se impune necesitatea luării unor măsuri corespunzătoare de combatere. Mijlocul cel mai eficient de combatere, totodată şi cel mai simplu, constă în stropirea materialului cu apă, ceea ce se poate face cu un furtun avînd o duză la capăt. Eficienţa umezirii materialului, măsură care se practică în mod curent la exploatările Trustului minier Baia Mare, este în medie de 68%.

4. *Măsuri de combatere a prafului la celelalte operaţii*

S-au mai aplicat de asemenea măsuri de combaterea prafului silicogen la operaţiile de copturire, susţinere, transport etc. La aceste operaţii desprăfuirea se poate face prin stropirea cu apă, eficienţa rezultată din măsurători fiind cuprinsă între 35 şi 61%.

5. *Măsuri pentru combatere a prafului pe circuitele de aeraj*

Aerajul insuficient al minelor contribuie la creşterea gradului de prăfuire a curenţilor de aer. După cum s-a mai subliniat şi în alte comunicări, se simte necesitatea ca dimensionarea aerajului principal şi a celui secundar să se facă şi după criteriul diluării prafului silicogen. Un aeraj eficient, combinat cu celelalte metode de combatere, poate să contribuie la micşorarea importantă a gradului de prăfuire a minei.

În acest sens lichidarea insuficienţei debitului de aer care circulă în lucrările miniere subterane, prin trecerea la aerajul principal artificial, acolo unde acest lucru nu este încă realizat, este o măsură de prim ordin.

La minele cu aerajul principal mecanizat, prăfuirea pe traseele principale s-a redus cu circa 34% faţă de situaţia existentă la minele la care proiectele de trecere la aerajul mecanizat încă nu s-au realizat.

6. *Măsuri de protecţie individuală*

În cadrul Trustului minier Baia Mare, pe baza experimentării unor măşti contra prafului, au fost introduse măştile tip Super-Toucan. Aceste măşti au o eficienţă de 96,9%, se întreţin uşor, sînt ieftine, comode la purtat şi au o rezistenţă redusă la aspirare. În cadrul trustului sînt în folosinţă circa 600 bucăţi, care au fost repartizate mai ales muncitorilor din antezdrobiri.

Concluzii

Din experienţa de pînă acum se desprinde observaţia că, deşi se cunosc o serie de măsuri pentru combaterea prafului, totuşi numai unele dintre acestea (perforajul umed şi stropirea

materialului) sînt aplicate cu caracter general. În prezent se acordă atenţie intensificării aerajului, extinderii utilizării măştilor de praf etc. Pe această linie, rezultatele obţinute trebuie îmbunătăţite prin generalizarea metodelor celor mai eficace de prevenire şi combatere a prafului silicogen şi prin aplicarea concomitentă a complexelor de măsuri.

Cu toate acestea, în situaţia actuală, îmbunătăţirile nu vor fi complete decît dacă, pe lîngă măsurile tehnice, se vor lua simultan măsuri şi pe linie medicală. Astfel de măsuri se pot concretiza prin îmbunătăţirea examenului medical la angajare şi a examenelor medicale periodice, introducerea internării în staţionar sau în clinica de boli profesionale, dispensarizarea şi sanatorizarea, iradierea cu raze ultraviolete, educaţia sanitară etc.

O măsură importantă, care a dat în alte părţi rezultate deosebite în combaterea silicozei şi pe care o propunem pentru bazinul Maramureş, este aceea a repartizării muncitorilor pe locurile de muncă în funcţie de categorisirea locului de muncă şi a muncitorilor.

Clasificarea locurilor de muncă se face în funcţie de gradul de prăfuire şi de conţinuturile de SiO_2 liber, iar a muncitorilor — după gradul de îmbolnăvire în silicoză (sănătoşi, silicotici I, II şi III). Importanţa cea mai mare a repartizării dirijate pe locuri de muncă a muncitorilor în funcţie de categorisirea acestora constă în aceea că transformă aplicarea măsurilor medicale şi tehnice de prevenire şi combatere a prafului silicogen într-o preocupare de masă.

Pentru ca lupta pentru prevenirea şi combaterea silicozei să fie la un nivel corespunzător altor realizări, trebuie să se pună la punct, la fiecare exploatare, o serie de măsuri organizatorice. Astfel, se impune organizarea determinării lunare a gradului de prăfuire a locurilor de muncă, determinarea periodică a conţinutului de SiO_2, controlul medical periodic, evidenţa datelor obţinute într-un registru special, repartizarea dirijată pe locuri de muncă după categorisirile întocmite etc.

Coordonarea lucrărilor s-ar putea încredinţa sectorului de cercetări care, printr-o dotaţie corespunzătoare, ar putea să supravegheze şi să verifice determinările şi evidenţele din cadrul exploatărilor miniere ca organ intern al trustului, fără ca prin aceasta să se întîmple suprapunere de atribuţii de controlul cu inspecţia de stat de igiena şi protecţia muncii.

În ultimii ani, în cadrul Trustului minier Baia Mare, s-a iniţiat o acţiune generală de măsurători conimetrice sistematice în scopul determinării potenţialului silicogen al diferitelor lucrări de exploatare şi a diferitelor subunităţi miniere. Pe această bază se urmăreşte a se concretiza măsurile tehnico-profilactice cele mai potrivite, ţinînd cont de cercetările întreprinse de grupa de specialitate a S.C.M. şi de alte organe de resort ale trustului şi exploatărilor, cu privire la eficienţa şi domeniul de folosinţă al lor.

Se poate constata că în prezent situaţia este net îmbunătăţită faţă de cea de acum 10 ani, în raport cu care numărul îmbolnăvirilor a scăzut la circa 1/5, în timp ce ponderea bolnavilor de silicoză, faţă de numărul muncitorilor expuşi la praf silicogen, s-a redus de la 58% la 9—15%.

Rămîn de examinat totuşi o serie de aspecte care vor sta în viitorul apropiat la baza problematicii de cercetare a secţiilor de aeraj şi de medicină minieră din cadrul sectorului de cercetări miniere şi la baza activităţii practice a serviciilor de aeraj ale exploatărilor.

Lupta împotriva prafului va constitui şi în viitor una din problemele centrale ale acţiunii de reducere a îmbolnăvirilor profesionale şi de îmbunătăţire a condiţiilor de muncă în mină.

BIBLIOGRAFIE

[1] Popescu, F. G. şi Benedek, P. *Aspecte ale tehnicii noi în domeniul combaterii prafului silicogen la lucrările miniere.* Revista Minelor, nr. 12, 1961, p. 525—535.

[2] Chira, V., Szász, Al. şi Nádudvary, Gh. *Potenţialul silicogen al principalelor procese de lucru miniere şi metodele de determinare a gradului de prăfuire respectiv.* Comunicare la sesiunea tehnico-ştiinţifică ASIT şi S.S.M. Baia Mare 6—7 aprilie 1961.

[3] Fetche, N, Curpăn, C. *Folosirea aparatelor cu spumă la săparea lucrărilor verticale pentru combaterea prafului silicogen.* Comunicare la sesiunea tehnico-ştiinţifică ASIT şi S.S.M., Baia Mare 6—7 aprilie 1961.

[4] Pătraşcu, M., Zamfirescu, M., Niţă, S. ş. a. *Consideraţii asupra prăfuirii şi mijloacelor tehnice de combatere a acesteia în minele din R.P.R.* Revista Minelor, nr. 3, 1961, p. 119—124.

Aerajul salinelor din Republica Socialistă România

Ing. *AL. DICU*,
ing. *I. TOMUŞ*,
ing. *GR. COCULESCU* şi
ing. *R. BĂLTĂREŢU*

Desfăşurarea proceselor tehnologice de exploatare subterană a zăcămintelor de sare a necesitat studierea şi rezolvarea unor probleme de aeraj. Diversitatea acestor probleme a crescut o dată cu extinderea şi adîncirea minelor, precum şi cu evoluţia exploatării, atît în ce priveşte volumul de producţie, cît şi procedeele de exploatare aplicate.

Pentru rezolvarea lor s-au impus măsuri care au condus la întocmirea unor studii, norme şi proiecte, menite să înlăture deficienţele ce s-au ivit. Cercetările au pus în evidenţă unele cazuri în care s-au impus măsuri imediate (modificări ale sistemelor de aeraj, mecanizarea unor circuite de aeraj etc.), considerîndu-se necesar chiar legiferarea prin N.T.S. a mecanizării aerajului.

Pentru a evita situaţiile necorespunzătoare, s-a ajuns, prin studii efectuate pentru fiecare salină în parte, la precizarea posibilităţilor de realizare a condiţiilor optime de aeraj.

I. Situaţia actuală a aerajului general la salinele din Republica Socialistă România.

În baza studiilor întocmite de S.C.S.M.Petroşeni se poate analiza situaţia aerajului general la cinci saline din ţara noastră.

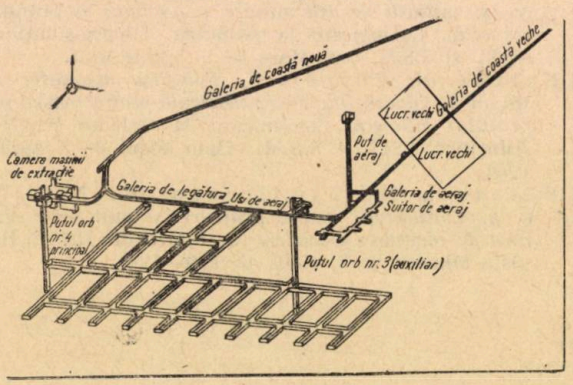


Fig. 1. Schema de aeraj al Salinei Ocna Dej.

1. *Reţelele de aeraj*

În stadiul în care aerajul nu constituia o problemă importantă, dezvoltarea scheletului de lucrări miniere a fost condiţionată numai de structura zăcămîntului şi evoluţia exploatării. Dezvoltarea pe verticală reprezintă un prim criteriu de clasificare a reţelelor de aeraj întîlnite şi anume :

t i p u l a — reţele alcătuite din lucrări dezvoltate pe un singur etaj, legate la suprafaţă printr-o singură galerie de coastă şi suitor de aeraj (salinele Ocna Dej, Tg. Ocna — figurile 1 şi 5);

t i p u l b — reţele alcătuite din lucrări dezvoltate pe un singur etaj, legate la suprafaţă

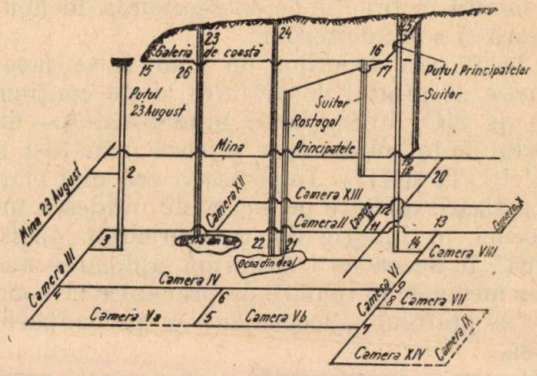


Fig. 2. Schema de aeraj al Salinei Slănic.

prin două puţuri, respectiv puţul de aeraj şi puţul principal de extracţie (Salina Praid — fig. 4);

t i p u l c — reţele cuprinzînd lucrări miniere dezvoltate pe mai multe orizonturi, toate fiind

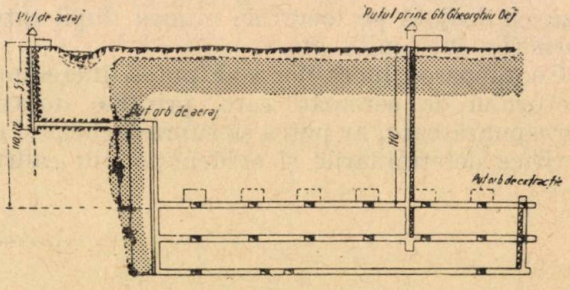


Fig. 3. Schema de aeraj al Salinei Ocna Mureş.

legate direct cu suprafaţa prin puţuri (Salina Ocna Mureş — fig. 3);

t i p u l d — reţele cuprinzînd lucrări miniere dezvoltate pe mai multe orizonturi, fiind legate cu suprafaţa prin puţuri şi galerii de coastă (Salina Slănic Prahova — fig. 2).

Analiza diferitelor tipuri de rețele a făcut posibilă identificarea trăsăturilor caracteristice, dintre care cele mai importante sînt:

a — lucrările miniere care alcătuiesc rețelele de aeraj sînt în cea mai mare parte a cazurilor nearmate;

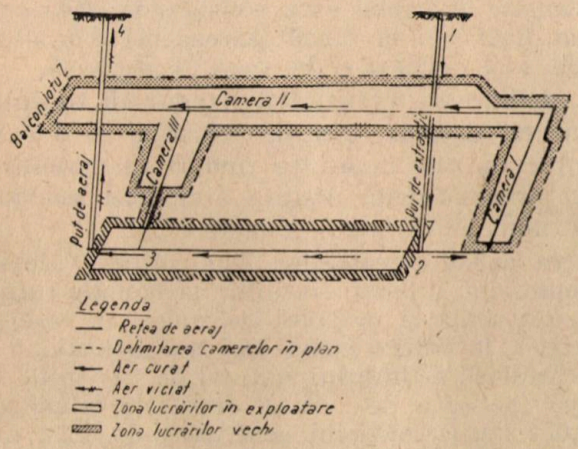


Fig. 4. Schema de aeraj al Salinei Praid.

b — în majoritatea cazurilor s-a constatat lipsa construcțiilor de aeraj, fie pentru reglarea, fie pentru dirijarea debitului de aer;

c — rețelele de aeraj determină sisteme mai mult sau mai puțin complicate, în funcție de sistemele de exploatare (cu camere mici sau camere mari, amplasate în serie sau în paralel).

2. *Sistemele de aeraj*

Ansamblul comun al curenților de aer care se scurg prin rețelele de aeraj, ținînd seamă și de cauzele care conduc la scurgerea și distribuția lor, alcătuiesc un sistem de aeraj. Acesta este determinat de rețeaua de aeraj, de izvorul de energie care asigură scurgerea aerului și de modul de reglare și dirijare a curenților.

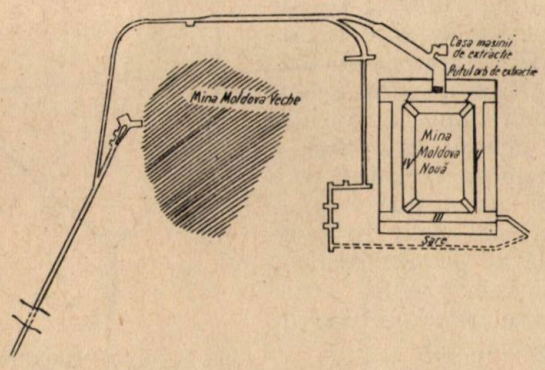


Fig. 5. Plan de situație al Salinei Tîrgu Ocna.

3. *Dependența sistemelor de aeraj de rețelele de aeraj*

Considerînd caracteristicile rețelelor de aeraj ale salinelor studiate, se constată că și sistemele de aeraj prezintă situații diferite de soluționare.

Realizarea sistemelor de aeraj ce corespund rețelelor de tipul *a* (Salina Tg. Ocna) se poate asigura, în anumite condiții de temperatură și presiune, în baza tirajului natural, ținînd seamă și de diferența de nivel dintre gurile de intrare și ieșire a aerului de 150 m (fig. 5).

În cazul rețelelor de aeraj de la salinele Ocna Mureș și Praid sistemele nu pot asigura un aeraj corespunzător pe baza tirajului natural (pentru anumite zone din rețea), ținînd seamă de faptul că practic nu există nici-o diferență de nivel între gurile de intrare și ieșire a aerului (fig. 3 și 4).

Prezența excavațiilor foarte mari, precum și lipsa construcțiilor de aeraj, face imposibilă stabilirea unui sistem adecvat condițiilor proprii fiecărei saline și astfel sistemele nu mai sînt alcătuite din circuite corespunzătoare locurilor de muncă respective cum se întîmplă la minele de cărbuni și cele metalifere.

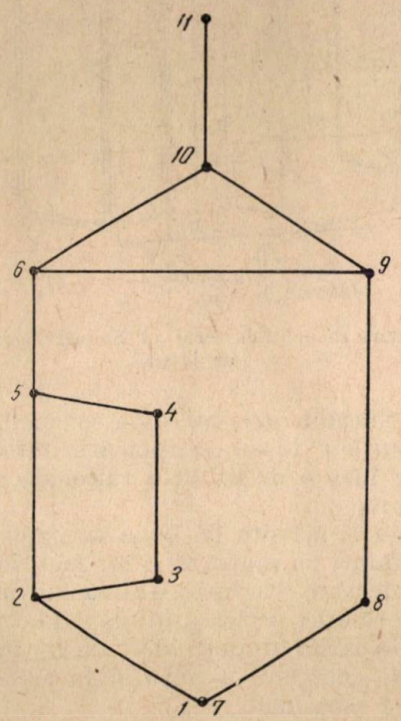


Fig. 6. Schema canonică de aeraj al Salinei Ocna Dej (perioada de iarnă).

În cazul exploatării la mai multe orizonturi se întîlnește aproape generalizat aerajul în serie.

În multe cazuri au fost identificate legături cu spațiile exploatate care, în mod nejustificat, nu sînt indiguite sau sînt indiguite necorespunzător (Salina Praid, Ocna Mureș). Uneori aceasta ajută aerajul (în cazul Salinei Slănic asigură stabilitatea circuitului).

4. *Analiza sistemelor de aeraj din punct de vedere energetic*

După cum s-a mai amintit, deși modul de realizare a aerajului este diferit, pentru perioada efectuării cercetărilor fenomenul general

l-a constituit aerajul în baza tirajului natural.

În cazul în care aerajul se efectua mecanic, sistemele erau stabilizate ca sens de acționare a depresiunii. (La E. M. Slănic, sensul de acți-

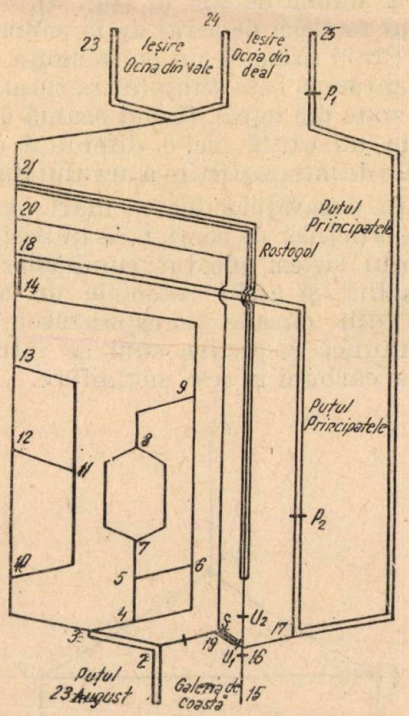


Fig. 7. Schema canonică de aeraj al Salinei Slănic (perioada de iarnă).

onare a tirajului natural este constant în toate anotimpurile.) Lipsa amplasării raționale nu permitea însă o distribuție rațională a aerului în subteran.

În salinele aerisite în baza tirajului natural, s-a constatat, cu ajutorul unor metode de cercetare adecvate, că intensitatea maximă a depresiunii calorice a tirajului natural corespunde lunilor de iarnă și mai ales zilelor friguroase. Sensul de scurgere al aerului în această perioadă este ascendent.

Vara s-a observat de obicei o altă perioadă de vîrf, pentru valorile depresiunii tirajului natural, însă de sens contrar (aerul scurgîndu-se descendent).

În perioadele lunilor de toamnă și primăvară valorile depresiunii tirajului natural au fost, în toate cazurile, cuprinse între maximele constatate în anotimpurile de contrast (iarnă, vară).

Variația tirajului natural nu reprezintă o curbă cu o alură constantă, ci o curbă medie a amplitudinilor zilnice. Ținînd seamă de modificarea temperaturii, de la noapte la zi, care este determinată pentru tirajul natural din cursul aceleiași zile, s-a constatat că depresiunea calorică variază în cursul a 24 ore foarte mult. Fenomenul se prezintă sub forma unor oscilații care în zilele de iarnă sînt mai mici (cînd diferența de temperatură este mai mică, între noapte și zi) primăvara și vara fiind mai mari (cînd această diferență de temperatură este mai mare). Corespunzător acestor variații, care au loc în cursul aceleiași zile, sensul de scurgere al aerului este constant în zilele cele mai friguroase de iarnă (ascendent) și în zilele cele mai călduroase de vară (descendent).

Modificarea intensității depresiunii tirajului natural duce la variația debitului de aer în subteran, care în multe rînduri s-a dovedit a nu avea influență asupra atmosferei locurilor de muncă.

În cursul cercetărilor s-au stabilit valorile depresiunii tirajului natural, iar la unele saline — rezistența și orificiul echivalent al rețelei. Astfel, la Salina Ocna Dej s-a determinat o depresiune a tirajului natural de 7,17 mm col apă (perioada de iarnă), rezistența minei de 0,087 kμ, iar orificiul echivalent de 1,28 m². La Salina Slănic Prahova s-a stabilit o depresiune de 7,95 mm col apă, rezistența minei de 0,0052 kμ, iar orificiul echivalent de 5,28 m².

În perioadele de primăvară și vară depresiunea termică dintre subteran și suprafață este variabilă, avînd valori mici și uneori chiar se anulează. Se remarcă însă depresiunea termică dintre mina veche (Principatele și 23 August) și mina Unirea care își păstrează același sens și nu se anulează, chiar atunci cînd depresiunea dintre suprafață și subteran este nulă.

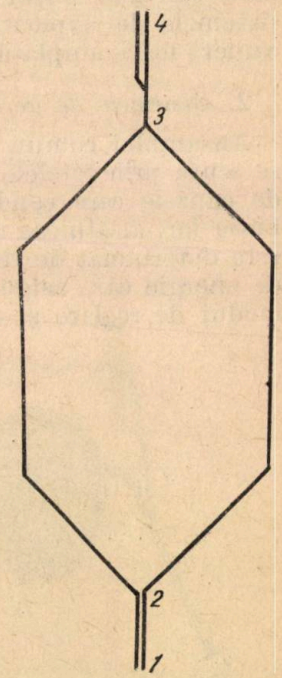


Fig. 8. Schema canonică de aeraj al Salinei Slănic.

Această depresiune este cauzată de diferența de temperatură dintre atmosfera din galeriile subterane ale minei vechi și cele ale minei Unirea, fiind motorul ce acționează intrarea în mină a aerului cu debitul $Q = 200 - 233$ m³/min, creînd condiții de aeraj satisfăcătoare chiar în perioada de primăvară, cea mai nefavorabilă aerajului minelor pe bază de tiraj natural.

În concluzie, s-a constatat că este foarte dificilă stabilirea unor valori precise pentru rezistența și orificiile echivalente ale salinelor, în baza datelor obținute din măsurători pentru debite și tirajul natural. Aceasta atît din cauza valorilor diferite pe care le capătă scurtcircuitările de la anotimp la anotimp, cît și din cauza

camerelor de exploatare care au dimensiuni mari.

5. *Analiza cantitativă a sistemelor de aeraj*

Pentru cazul salinelor aerisite în baza tirajului natural, debitele de aer realizate în sub-

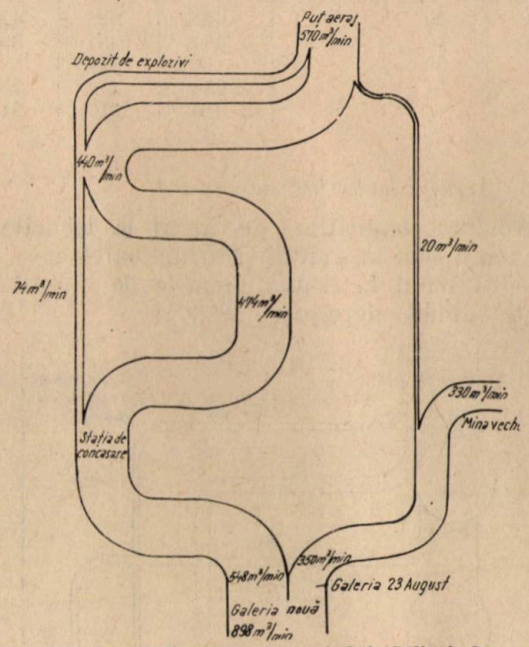


Fig. 9. Schema cantitativă a aerajului Salinei Ocna Dej (perioada de iarnă).

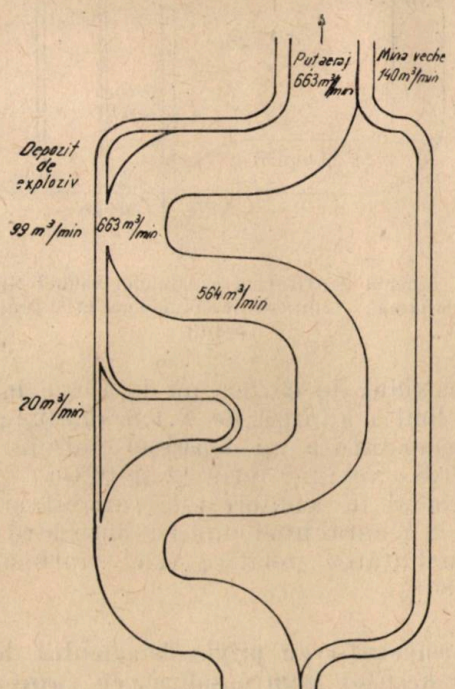


Fig. 10. Schema cantitativă a aerajului Salinei Ocna Dej (perioada de primăvară).

teran sînt subordonate variaţiei depresiunii calorice a acestuia.

Măsurătorile efectuate au evidenţiat, în general, faptul că debitele maxime corespund perioadei lunilor de iarnă.

La Salina Ocna Dej s-au făcut determinări din oră în oră a debitului de aer ce intră în mină prin galeria nouă şi galeria 23 August, pentru a se scoate în evidenţă variaţia debitului de aer în funcţie de temperatura aerului şi presiunea barometrică din care rezultă următoarele (fig. 15) :

— debitul de aer care intră în mină prin galeria nouă (fig. 15) variază între 500 şi 330 m³/min (linia 1) respectiv între 460 şi 365 m³/min (linia 2);

— din figura 15 reiese că debitul maxim de 500 m³/min intră în mină la o temperatură de —3°C, respectiv la ora 8, iar debitul minim, de 330 m³/min, se realizează la temperatura de + 5°C, în jurul orei 14;

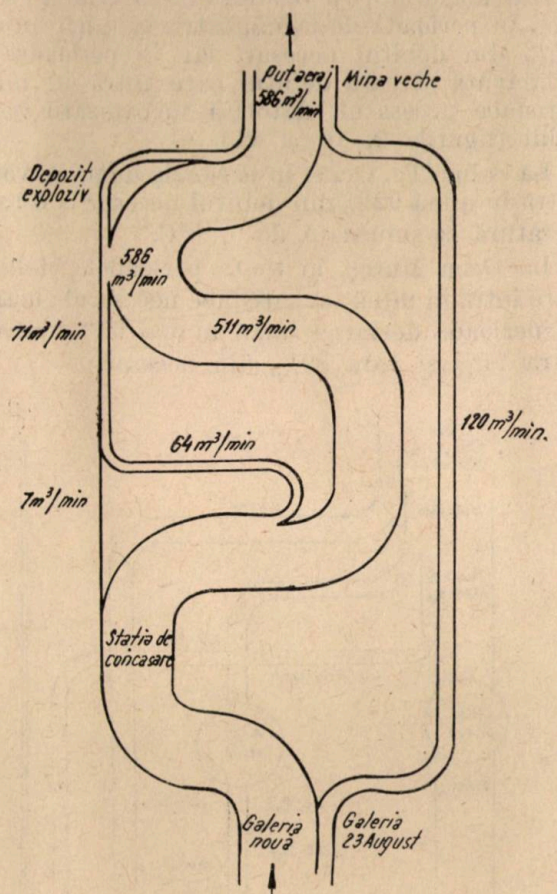


Fig. 11. Schema cantitativă a aerajului Salinei Ocna Dej (perioada de vară).

— debitul de aer care intră prin galeria 23 August (linia 3 din fig. 15) variază între 300 şi 190 m³/min datorită faptului că temperatura a crescut de la — 2°C la + 7°C.

În concluzie, se poate afirma că debitul care intră în mină în perioada de iarnă variază în funcţie de temperatura aerului.

Calculul debitului de aer necesar s-a făcut în majoritatea cazurilor în funcţie de numărul de oameni, cai şi locomotive cu combustie

Tabela 1

Nr. crt.	Salina	Q intrat m³/min			Q scurtcircuitat m³/min			Q necesar m³/min		
		iarna	primăvara	vara	iarna	primăvara	vara	iarna	primăvara	vara
1	Ocna Dej	548	660	583	74	20	—	625	625	424
2	Slănic	1 130	200	233	985	—	—	334	334	334
3	Tg. Ocna	—	300	—	—	60	—	—	326	—
4	Praid	—	—	—	—	—	—	250	250	250
5	Ocna Mureş	280	220	240	—	—	—	310	310	310

internă sau ţinînd seamă de cantitatea de explozivi.

Analiza cantitativă a sistemelor de aeraj a scos în evidenţă datele din tabela 1.

Din măsurători a rezultat că la Salina Ocna Dej, în perioada de iarnă, intră în mină numai 87% din debitul necesar, iar în perioada de primăvară şi vară debitul care intră în mină satisface necesarul, datorită mecanizării aerajului (figurile 9, 10 şi 11).

La Salina Tg. Ocna, în perioada de primăvară, intră în mină 92% din debitul necesar la o temperatură la suprafaţă de + 8°C.

La Ocna Mureş, în toate perioadele, debitul care intră în mină nu satisface necesarul; astfel, în perioada de iarnă intră numai 90%, primăvara 71% şi vara 80% din necesar.

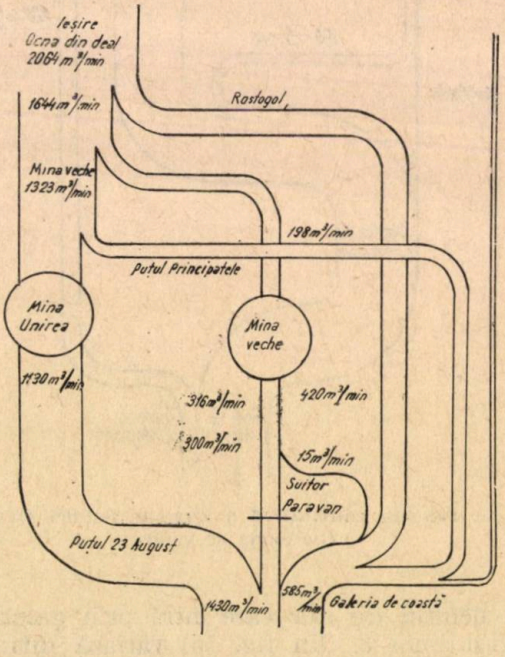


Fig. 12. Schema cantitativă a aerajului Salinei Slănic (perioada de iarnă; temperatura atmosferei la suprafaţă $t = -2°C$).

La Salina Slănic, debitul intrat în mină în perioadele de primăvară şi vară este respectiv 60 — 70% din debitul necesar calculat (figurile 12, 13 şi 14).

6. *Aerajul locurilor de muncă*

Analiza condiţiilor de aeraj la locurile de muncă a scos în evidenţă următoarele:

— oxigenul la toate locurile de muncă din toate salinele depăşeşte 20%;

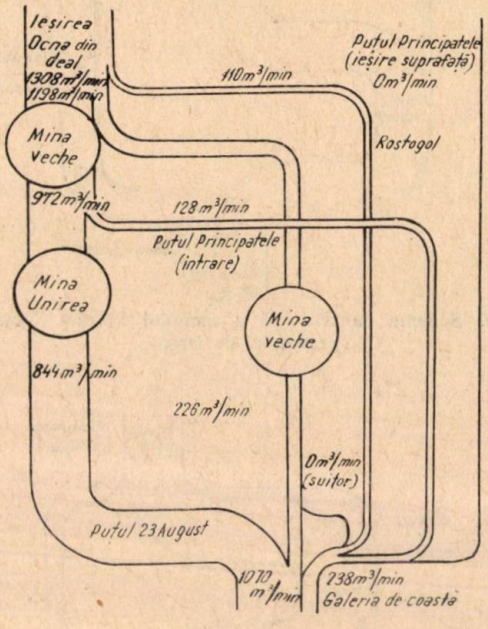


Fig. 13. Schema cantitativă a aerajului Salinei Slănic (perioada de iarnă; temperatura atmosferei la suprafaţă $t = + 4°C$).

— bioxidul de carbon nu depăşeşte la nici o salină limita admisă de N.T.S. (0,5%);

— temperatura nu depăşeşte limitele admise de N.T.S., variind între 12 şi 16°C;

— gradul de confort este variabil şi corespunde în general unei munci de încordare medie;

— umiditatea relativă este cuprinsă între 60 şi 80%.

II. Consideraţii cu privire la calculul debitului de aer necesar pentru salinele cu camere mari (cazul Salinei Slănic)

Debitul necesar de aer, calculat cu foarte mare acoperire după exploziv, este satisfăcut şi depăşit numai în perioada de iarnă.

În perioada de primăvară şi vară, debitul intrat în mină reprezintă 60 — 70% din debitul necesar calculat.

Acestea sînt concluziile rezultate ca urmare a aplicării în calcule a formulei de determinare a debitului necesar după diluţia statică a gazelor de împuşcare. În realitate însă această formulă, cu toate că este cea mai potrivită din toate formulele de calcul al debitului necesar de aer existente în literatura de specialitate, este departe de a justifica debitul de aer calculat ca necesar.

Formula prezintă deficienţe (izvorîte de la însăşi bazele ei de deducţie), care determină găsirea prin calcule a unor debite mai mari decît cele necesare.

Empirismul formulelor clasice de calcul al debitului de aer necesar nu corespunde datorită, în mare măsură, diversităţii condiţiilor de zăcămînt şi exploatare existente în mine.

În continuare se va arăta situaţia existentă la Salina Slănic, pentru a se putea răspunde întrebării: de ce folosirea formulei clasice de calcul a cantităţii de aer necesar după cantitatea de explozivi dă rezultate mai mari decît cele necesare?

Camerele de exploatare ale salinei dezvelesc la vatră o suprafaţă de $S = 58\,000$ m^2.

Ţinîndu-se seamă de dimensiunile camerelor, se aproximează volumul de aer din subteran

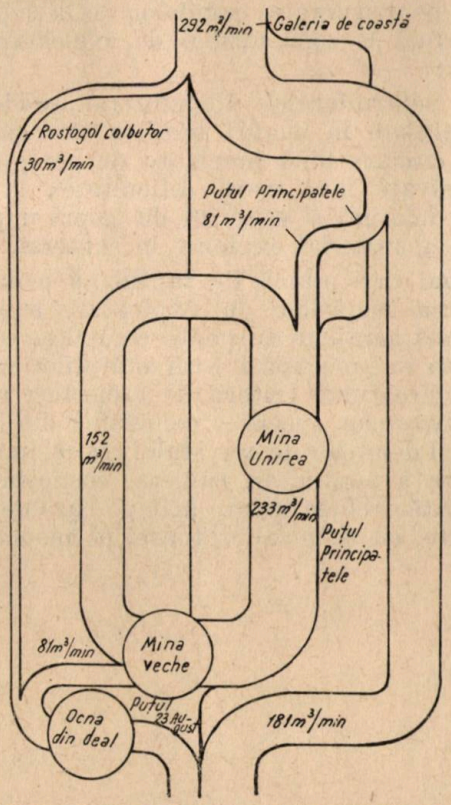


Fig. 14. Schema cantitativă a aerajului Salinei Slănic (perioada de vară; temperatura atmosferei la suprafaţă $t = 22 - 23$°C).

la circa $V = 1\,350\,000$ m^3 (corespunzător înălţimii camerelor de 33 m).

Formula de calcul al cantităţii necesare de aer presupune că la locul formării gazelor de împuşcare nu există aer, ci acesta se introduce din momentul cînd s-a împuşcat şi începe diluţia, care după calcule se face timp de $t = 30$ minute.

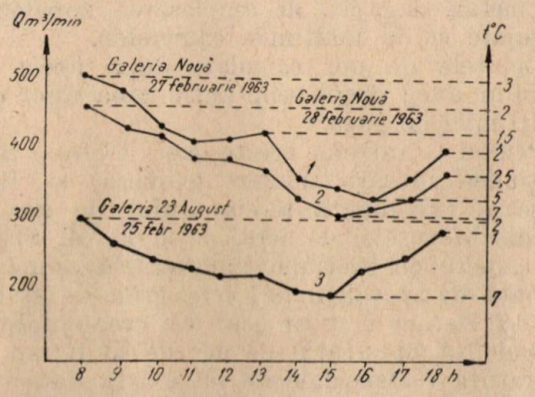


Fig. 15. Diagrama variaţiei debitului de aer în funcţie de temperatură (perioada de iarnă) la Salina Ocna Dej.

În situaţia de la Salina Slănic volumul de aer existent în mină este aşa de mare, încît trebuie să se ţină seama de el.

Dacă presupunem că mina este izolată faţă de suprafaţă, atunci volumul de aer existent va permite diluţia gazelor rezultate la împuşcare pînă la concentraţia $C = 0{,}0016\%$ CO convenţional, timp de circa 11 zile (se presupune că la împuşcarea unui kilogram de exploziv iau naştere 40 l CO convenţional). Pentru diluarea lui la o concentraţie de 0,0016%, admisă de N.T.S., va trebui un volum de aer de $V = 2\,500$ m^3. Considerîndu-se că în subteran se împuşcă circa 50 kg exploziv în 24 ore, atunci pentru diluţia gazelor de împuşcare, la o concentraţie procentuală respirabilă continuu, va trebui un volum de aer de circa $V_2 = 125\,000$ m^3 pe zi.

Din măsurători s-a observat că în mină cantitatea minimă de aer care intră este $Q = 200$ m^3/min, ceea ce înseamnă că zilnic în subteran intră cel puţin $Q = 288\,000$ m^3 de aer.

Se observă că debitul minim de aer ce intră în subteran este mai mare de circa 2,3 ori decît debitul necesar pentru diluţia gazelor de împuşcare la limitele admise de N.T.S la o concentraţie în care se poate lucra continuu.

Factorul timp de diluţie a gazelor de împuşcare fiind redus la valori infime, formula de calcul a cantităţii necesare de aer îşi pierde valabilitatea, deoarece există „la faţa locului" volumul de aer necesar pentru diluţie.

Afirmaţiile făcute în ceea ce priveşte insuficienţa debitului de aer în anumite perioade nu sînt valabile; de altfel atunci cînd s-au făcut, s-a arătat că ele rezultă dintr-o comparaţie cu debitul necesar calculat cu formula respectivă.

În concluzie, se poate spune că debitul de aer intrat în mină este corespunzător chiar în perioada de primăvară, cînd în mină intră debitul minim de $Q = 200$ m^3/min.

În privința debitului de aer calculat după metan, această problemă este foarte delicată, ținînd seamă de valorile mici ale cantităților de metan degajat, de amplasarea zonelor de degajare și de înălțimile camerelor.

Debitele de aer calculate după acest criteriu ar avea drept scop antrenarea unor cantități mici de gaze.

Pentru a antrena aceste gaze, trebuie ca în secțiunea lucrării miniere (cameră) să fie o mișcare turbulentă a curentului de aer. În condițiile rețelei de aeraj de la E. M. Slănic, cu camere cu secțiune transversală avînd suprafața de $S = 810$ m², este greu de stabilit debitul de aer necesar pentru a crea o mișcare turbulentă în stratul de aer de la tavan. (În literatura de specialitate nu există date referitoare la astfel de situații.)

Calculul debitului necesar de aer care ar putea antrena hidrocarburile, ținînd seamă de cercetările întreprinse de A. I. Xenofontova și L. I. Berman și comunicate în lucrarea „Metode de calcul al cantității de aer în aerajul minelor" (Editura Academiei de științe a U.R.S.S., 1941), trebuie făcut ținînd seamă de faptul că viteza minimă pentru antrenarea metanului (în scopul evitării acumulărilor) este de 1 — 1,5 m/s. Avînd în vedere această viteză debitul calculat în funcție de secțiunea camerei $S = 810$ m² ar fi :

$$1{,}0 \times 810 = 810 \text{ m}^3/\text{s}.$$

La Salina Slănic, care are patru ramificații paralele cu această secțiune, debitul total ar fi :

$$4 \times 810 = 3\,240 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Valoarea acestui debit nu are sens practic deoarece, în condițiile camerelor cu suprafețe mari, posibilitatea de diluție este mult mai mare datorită volumului mare de aer.

Dacă s-ar considera numai partea de secțiune de la nivelul balcoanelor, atunci debitul ar fi :

$$1 \times 20 \times 4 = 80 \text{ m}^3/\text{s} = 4\,800 \text{ m}^3/\text{min}.$$

Presupunem că, în baza unor simple calcule nejustificate, s-ar monta un ventilator de circa 5 000 m³/min, care ar fi destinat să aerisească numai partea superioară a camerelor. Dar acest spațiu, constituind numai o parte din secțiunea camerei, rezultă că și în acest caz, un astfel de ventilator nu ar putea asigura o mișcare turbulentă în cameră, care să asigura antrenarea hidrocarburilor.

III. Căile de îmbunătățire a aerajului la minele de sare

Problema studierii aerajului la salinele din Republica Socialistă Romînia s-a pus în strînsă legătură cu necesitatea mecanizării aerajului, conform N.T.S. Aceste studii au arătat că, în general, pentru toate camerele condițiile de confort, climat minier și gaze se încadrează în limitele prescrise de N.T.S.

Față de această constatare, mecanizarea aerajului salinelor nu poate constitui o măsură generală, aerajul mecanizat al unor circuite fiind însă necesar în unele cazuri speciale.

O dată cu trecerea la exploatarea sării prin sonde, problema aerajului salinelor se simplifică din două motive :

a — pentru forarea sondelor de la suprafață se renunță la zone întregi de exploatare subterană ;

b — pentru forajele din subteran, sondele pot fi amplasate în lucrări miniere care să constituie circuite bine precizate de aeraj ce pot fi rezolvate fără mare dificultate ; în acest caz se înlătură și criteriul de calcul impus de lucrul cu material exploziv în subteran.

Ținînd însă seamă de faptul că o dată cu adîncirea lucrărilor de exploatare subterană problema aerajului se poate complica, este necesar ca în preocupările cercetătorilor să intre și stabilirea unor criterii de proiectare a aerajului camerelor, specifice condițiilor din R.S.R. Calculul debitelor de aer, stabilirea regimului de scurgere a aerului în camere, coeficientul de rezistență trebuie făcute atît pe bază de raționamente, cît și în laboratoare, pe modele.

Determinarea diametrului optim al conductelor de aeraj parțial

Ing. *Gh. MICHEȘ*,
candidat în științe tehnice
și ing. *Gr. COCULESCU*

Aerajul minier are ca scop, în primul rînd, să mențină în lucrările subterane aerul curat, care să nu conțină concentrații periculoase de gaze și praf și să realizeze condiții optime de confort al muncii.

Aerajul parțial necorespunzător poate influența într-o mare măsură negativ, atît viteza de săpare a lucrărilor de deschidere și pregătire, cît și producția din abatajele cameră.

La această situație se ajunge după efectuarea lucrărilor de împușcare, datorită creșterii timpului de aerisire, impus de necesitatea evacuării gazelor.

Sub alt aspect este cunoscut faptul că lipsa unui aeraj parțial corespunzător micșorează simțitor randamentul muncitorilor. Dacă se mai ia în considerare și faptul că pentru minele periculoase din punctul de vedere al emanațiilor de gaze și praf peste 30 % din energia consumată de întreaga exploatare este destinată instalațiilor de aeraj parțial, apare evidentă importanța pe care o are asigurarea funcționării sigure și economice a lor.

În practica exploatărilor miniere, datorită defecțiunilor de confecționare a tuburilor, rezistențelor locale mari (cauzate de turtiri, dezaxări, variații de secțiune), dimensionării necorespunzătoare a conductelor, cît și alegerii nejustificate a locului de amplasare a ventilatoarelor în lungul coloanei, instalațiile de aeraj parțial funcționează, în majoritatea cazurilor, cu randamente scăzute.

Funcționarea necorespunzătoare a instalațiilor de aeraj parțial nu poate fi trecută numai pe seama defecțiunilor de confecționare a tuburilor de montaj și de exploatare ale coloanei. Trebuie avut în vedere faptul că în literatura de specialitate nu sînt stabilite toate criteriile de proiectare a instalațiilor de aeraj parțial în așa fel încît să fie asigurată o funcționare economică și corespunzătoare rolului lor.

Calculul unei instalații de aeraj parțial nu se limitează numai la algerea ventilatorului, ci și la dimensionarea conductei.

În majoritatea cazurilor în literatura de specialitate se consideră că, deoarece pierderea de presiune este invers proporțională cu diametrul interior al conductei de aeraj la puterea a cincea, folosirea tuburilor cu diametru cît mai mare este economică. În unele lucrări însă [1], [5] se recomandă determinarea diametrului conductei de aeraj în funcție de caracteristicile de îmbinare cu relația :

$$D = \sqrt[3]{\frac{\alpha \cdot l_1 \cdot k^2}{y^2}}, \qquad (1)$$

în care :

- α este coeficientul de rezistență aerodinamică a tubului de aeraj, kgf s^2/m^4;
- l_1 — lungimea unui tub de aeraj, m;
- k — caracteristica de îmbinare a tuburilor de aeraj;
- y — caracteristica tuburilor.

Alți autori (4) consideră ca optimă viteza medie în conductă cuprinsă între 8 și 10 m/s și recomandă deci determinarea diametrului cu relația :

$$D = 2\sqrt{\frac{Q}{\pi v_0}}, \qquad (2)$$

în care :

- D este diametrul optim, m;
- Q — debitul mediu conductă, m^3/s
- v_0 — viteza optimă, m/s

Utilizarea tuburilor de aeraj cu diametre cît mai mari posibile nu poate fi considerată ca economică, deoarece la această concluzie se ajunge în urma analizei numai a pierderilor de energie în conductă.

Determinarea diametrelor tuburilor de aeraj în funcție de îmbinare nu duce la valori optime, deoarece relația (1) nu include influența costului conductei.

Viteza aerului în conducte, cuprinsă între 8 și 10 m/s, nu poate fi considerată ca optimă decît în cazuri concrete, pentru anumite valori ale costurilor energiei și ale conductelor.

Dimensionarea rețelei de aeraj parțial trebuie efectuată în așa fel, încît instalația să asigure debitul de aer necesar în frontul de lucru la un preț de cost minim; deci, pentru stabilirea diametrului optim, este necesar să se determine cheltuielile minime de montare

și exploatare pentru anumite valori ale debitului în front și ale lungimii coloanelor de aeraj.

Energia consumată într-un anumit interval de timp de către instalația de aeraj parțial se determină cu relația :

$$E = \frac{Qh}{102\,\eta} \cdot T, \text{ kWh}; \qquad (3)$$

în care :

E este energia consumată de către ventilator , kWh ;
Q — debitul de aer la ventilator, m^3/s ;
h — presiunea dezvoltată de ventilator, kgf/m^2 ;
T — timpul de funcționare a instalației de aeraj, h ;
η — randamentul ventilatorului.

Presiunea pe care trebuie să o creeze ventilatorul poate fi determinată cu o precizie corespunzătoare calculelor inginerești folosind relația simplificată propusă de V. Voss [6] și W. Schmidt [3] :

$$h = R\,(Q_0 + 0{,}4\,\Delta Q)^2, \text{ kgf/m}^2; \qquad (4)$$

în care :

R este rezistența aerodinamică a conductei, kilomurgues ;
Q_0 — debitul necesar în front, m^3/s ;
ΔQ — pierderea de debit prin neetanșeități, m^3/s.

Debitul de aer la ventilator Q se determină cu relația :

$$Q = Q_0 + \Delta Q, \text{ m}^3/\text{s}. \qquad (5)$$

Rezistența aerodinamică a conductei R poate fi determinată cu relația :

$$R = \frac{64\,\alpha l}{\pi^2 D^5}, \text{ k}\mu, \qquad (6)$$

în care :

α este coeficientul de rezistență aerodinamică a tuburilor de aeraj, $kgf\ s^2/m^4$;
l — lungimea conductei de aeraj, m ;
D — diametrul conductei, m.

În urma înlocuirilor corespunzătoare, relația (3) devine :

$$E = \frac{Q + \Delta Q}{102\,\eta}(Q_0 + 0{,}4\,\Delta Q)^2\,T\,\frac{64\,\alpha l}{\pi^2 D^5}, \text{ kWh}. \qquad (7)$$

Costul energiei pe toată durata săpării unei galerii de lungime l (avînd în vedere că puterea consumată pentru diferite puncte ale caracteristicilor ventilatoarelor electrice axiale de aeraj parțial variază relativ puțin) se determină cu relația :

$$C_1 = EC_E = \frac{Q_0 + \Delta Q}{102\,\eta}(Q_0 + 0{,}4\,\Delta Q)^2\,T\,\frac{64\,\alpha l}{\pi^2 D^5}\,C_E \text{ lei}, \qquad (8)$$

în care :

C_1 este costul energiei electrice pe toată durata săpării, lei ;
C_E — costul unui kWh, lei.

Costul unui metru liniar de conductă poate fi exprimat în funcție de diametrul interior cu relația :

$$C_2 = C_C\,D^x, \qquad (9)$$

în care :

C_C este constanta prețului conductei indiferent de diametru ;
x — exponentul dependenței prețului conductei de diametru.

Exponentul dependenței prețului conductei de diametru se poate determina prin rezolvarea a două ecuații întocmite pentru două valori ale diametrului și ale prețului de cost :

$$x = \frac{\log C_{2\,(D_1)} - \log C_{2\,(D_2)}}{\log D_1 - \log D_2} \qquad (10)$$

în care :

$C_{2\,(D_1)}$ este costul unui metru liniar de conductă cu diametrul D_1, lei ;
$C_{2\,(D_2)}$ — costul unui metru liniar de conductă cu diametrul D_2, lei.

Cunoscîndu-se valoarea x se poate determina constanta prețului conductei C_c din relația :

$$C_c = \frac{C_2}{D^x}. \qquad (11)$$

Pentru prețurile conductelor de aeraj fabricate la URUM — Petroșeni au fost stabilite următoarele valori :

$$x = 1{,}75\,; \quad C_c = 437.$$

În timpul funcționării instalațiilor de aeraj parțial în subteran rezistențele aerodinamice ale conductelor cresc datorită, în special, măririi considerabile a rugozității.

Din această cauză se consideră amortizarea completă într-o perioadă de utilizare. Totuși tuburile de aeraj pot fi recondiționate și refolosite, deci se poate considera că amortizarea lor nu se face complet într-o singură perioadă de exploatare.

În acest caz, prețul unui metru de conductă poate fi exprimat în funcție de diametru cu relația :

$$C_2 = C_c \cdot D^x \cdot a, \qquad (12)$$

în care :

a este cota de amortisment.

Costul total al unei coloane de aeraj de lungime l se determină cu relația :

$$C = C_1 + C_2 = \frac{Q_0 + \Delta Q}{102\,\eta}(Q_0 + 0{,}4\,\Delta Q)^2\,T\,\frac{64\,\alpha\,l}{\pi^2 D^5}\,C_E + C \cdot D^x \cdot a \cdot l, \text{ lei}. \qquad (13)$$

Pentru determinarea cheltuielilor minime trebuie stabilit punctul minim al curbei $C = f(D)$. În acest scop se află prima derivată a funcției și se egalează cu zero :

$$\frac{dC}{dD} = x \cdot a \cdot C_c \, D^{x-1} \, l - C_E \frac{Q_0 + \Delta Q}{102 \, \pi^2 \, \eta} (Q_0 + 0{,}4 \, \Delta Q)^2 \, 64 \, \alpha \, l \frac{5}{D^6} \, T = 0 \qquad (14)$$

Pentru determinarea mai rapidă a diametrului optim al conductelor de aeraj parțial a fost construită o nomogramă în rețele logaritmice care este compusă din două părți.

Prima parte a nomogramei servește pentru determinarea diametrului conductei în funcție de durata săpării lucrării miniere în zile pentru diferite debite de calcul Q atunci cînd se consideră că tuburile de aeraj se amortizează complet în perioada săpării lucrării miniere respective.

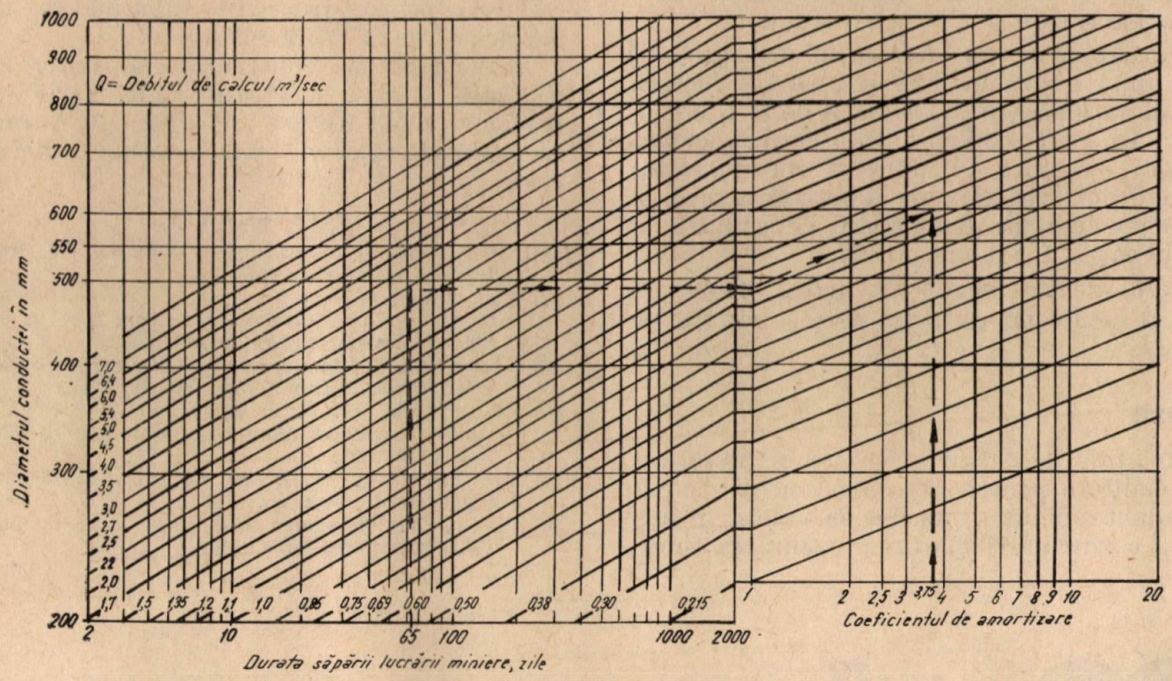


Fig. 1

Timpul de aerisire :

$$T = \frac{24 \, l}{V_m}, \text{ ore,} \qquad (15)$$

în care :

l este lungimea galeriei în săpare care urmează să fie aerisită, m ;

V_m — viteza medie de înaintare a galeriei, m/zi.

După înlocuirea timpului de aerisire T și rezolvarea ecuației (14) se obține diametrul optim al conductei de aeraj :

$$D = \sqrt[5+x]{\frac{7{,}637 C_E \, (Q_0 + \Delta Q) \, (Q_0 + 0{,}4 \Delta Q)^2 \, \alpha \cdot l}{C_c \, a x \, \eta \, V_m}}, \text{ m.} \qquad (16)$$

Pentru valorile C_C și x corespunzătoare tuburilor fabricate de URUM — Petroșeni, diametrul optim al conductei de aeraj se determină cu următoarea relație simplificată :

$$D = \sqrt[6{,}75]{\frac{10^{-2} \, C_E \, l \alpha \, (Q_0 + \Delta Q) \, (Q_0 + 0{,}4 \, \Delta Q)^2}{\eta \cdot V_m \cdot a}}. \qquad (17)$$

Pentru determinarea mai rapidă a diametrului optim al conductelor de aeraj parțial a fost construită o nomogramă în rețele logaritmice care este compusă din două părți.

Prima parte a nomogramei servește pentru determinarea diametrului conductei în funcție de durata săpării lucrării miniere în zile pentru diferite debite de calcul Q atunci cînd se consideră că tuburile de aeraj se amortizează complet în perioada săpării lucrării miniere respective.

Partea a doua a nomogramei servește pentru determinarea diametrului optim în cazul că se consideră că tuburile de aeraj nu se amortizează complet pe perioada săpării lucrării miniere, a cărei aerisire se proiectează.

Durata săpării lucrării miniere în zile reprezintă raportul dintre lungimea ei în metri și viteza medie zilnică de săpare în metri pe zi.

Debitul de calcul :

$$Q = \sqrt[3]{(Q_0 + \Delta Q) \, (Q_0 + 0{,}4 \, \Delta Q)^2}, \text{ m}^3/\text{s}. \qquad (18)$$

Coeficientul de amortiazre :

$$b = \frac{1}{a}.$$

Stabilirea diametrului optim cu ajutorul nomogramei se face în felul următor :

1 — pentru un anumit debit de aer necesar în front Q_0 și pentru lungimea galeriei care trebuie săpată, se apreciază pierderile de debit cu luarea în considerare a coeficientului de pierderi prin neetanșeitățile conductei ;

2 — se determină debitul de calcul cu relaţia (18);

3 — în funcţie de viteza medie zilnică de înaintare proiectată şi de lungimea galeriei se stabileşte durata săpării lucrării miniere în zile;

4 — intersecţia perpendicularei pe abscisă, în punctul corespunzător duratei săpării lucrării miniere în zile, cu linia debitului de calcul determinat Q indică diametrul optim al tuburilor de aeraj care se citeşte pe ordonată.

În cazul cînd se consideră că tuburile de aeraj nu se amortizează în perioada săpării lucrării miniere, se foloseşte şi partea a doua a nomogramei. În acest scop se duce o perpendiculară pe linia absciselor în punctul corespunzător coeficientului respectiv de amortizare pînă la intersecţia cu linia diametrului determinat cu ajutorul părţii I a nomogramei.

Punctul de intersecţie va indica diametrul optim al conductei de aeraj care se citeşte pe ordonată.

Concluzii

1. Relaţiile de calcul existente în literatura de specialitate pentru determinarea diametrului conductei de aeraj nu duc la valori optime decît în cazuri particulare, iar utilizarea tuburilor cu diametre cît mai mari posibile nu poate fi considerată ca economică.

2. Diametrul conductei de aeraj parţial determinat cu relaţia (16), dedusă de autori, poate fi considerat optim deoarece corespunde cheltuielilor totale minime.

3. Relaţia de calcul (16) este aplicabilă pentru orice condiţii de aeraj parţial şi pentru orice preţuri ale tuburilor şi energiei electrice.

4. Relaţia de calcul simplificată (17) este valabilă pentru preţurile tuburilor de aeraj fabricate de URUM-Petroşeni.

5. Nomograma construită de autori este valabilă pentru preţurile URUM-Petroşeni, coeficientul de frecare $\alpha = 2{,}2 \cdot 10^{-4}$, randamentul instalaţiei $\eta = 0{,}5$ şi costul energiei electrice $C_E = 0{,}45$ lei/kWh.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Manualul inginerului de mine*. vol. VI, Editura tehnică, Bucureşti, 1956.

[2] Jugureanu, N. şi Tökeş, T. *Principiile de proiectare a aerajului lucrărilor de lungime mare în timpul săpării*. Revista Minelor, nr. 10, 1962.

[3] Schmidt, W. *Amplasarea ventilatoarelor pe conducta de aeraj*. Bergbau Rundschau, nr. 28, 1957.

[4] Skocinski, A. A. şi Komarov, V. B. *Aerajul minier*. (traducere din limba rusă) Editura tehnică, Bucureşti, 1951.

[5] Voronin, V. N. *Bazele aerogazodinamicii miniere*. Ugletehizdat, Moskva, 1951.

[6] Voss, W. *Proiectarea instalaţiilor de aeraj parţial*. Glückauf, 25/26 iunie, 1956.

Note

Automatizarea deschiderii şi închiderii uşilor de protecţie la săparea puţurilor

I. LUNGU

Lucrările de săpare şi profundare a puţurilor impun de la început luarea de măsuri corespunzătoare care să ducă la scurtarea timpului de dare în exploatare a lucrărilor respective.

Principala măsură către care trebuie îndreptată atenţia este obţinerea unor viteze cît mai mari de înaintare şi reducerea sau înlăturarea totală a deranjamentelor care de multe ori pot provoca şi accidente, mai mult sau mai puţin grave. Sînt bine cunoscute cazurile de întîrzieri la aceste lucrări miniere, uneori destul de mari, provocate de diferite deranjamente.

Unul din factorii care contribuie la mărirea vitezei de înaintare este evacuarea rocii de la frontul de lucru.

La puţurile în sapă, sau la profundări, extracţia rocii se face cu ajutorul chiblelor. Pentru descărcarea lor se amenajează la baza turnului de extracţie o platformă de descărcare. Pe această platformă se execută descărcarea chiblei într-un jgheab care dirijează roca în vagonete.

Pentru evitarea căderii în puţ a diferitelor obiecte, normele de tehnica securităţii prevăd ca la puţurile în săpare să se execute două poduri de siguranţă fixe, unul la gura puţului, iar al doilea la cel mult 10 m de primul. Ambele poduri vor fi prevăzute cu uşi care se vor deschide la trecerea chiblei şi închide imediat după trecerea ei.

În practică, deschiderea și închiderea ușilor de protecție la săparea sau profundarea puțurilor se face de obicei manual. Dacă la podul de la suprafață această operație nu constituie o problemă, deschiderea și închiderea ușilor de la cel de-al doilea pod, care se găsește la 10 m sub primul, se face cu greutate, din care cauză, aceste uși, în majoritatea cazurilor, se lasă deschise. În felul acesta ușile nu-și mai îndeplinesc rolul pentru care au fost prevăzute.

Propunerile făcute privind deschiderea și închiderea ușilor nu au rezolvat decît în parte această problemă, întrucît acționarea lor se face manual și practica a demonstrat că aceste operații sînt destul de greoaie.

La unele puțuri ale I.S.E.M. acționarea ușilor se face pneumatic, fiind comandate tot manual, cu ajutorul unui ventil, de către mecanicul troliului sau mașinii de extracție. Acest sistem elimină în întregime eforturile și greutățile din timpul acționării ușilor, însă nu mărește cu nimic siguranța în exploatare față de acționarea anuală. Înlăturarea deranjamentelor și siguranța în exploatare, la ambele sisteme, depinde de conștiinciozitatea și atenția personalului însărcinat cu aceste operații.

A. Automatizarea deschiderii și închiderii ușilor

Singura cale care duce la înlăturarea tuturor inconvenientelor este comanda mecanică automată.

La Exploatarea minieră Anina a fost prezentată o propunere care rezolvă această problemă.

În figura 1 este redata schemă generală de ansamblu a acestei instalații.

Instalația folosește aerul comprimat pentru acționare, care de obicei se găsește la săparea sau profundarea oricărui puț.

Părțile principale ale instalației sînt :

a — ușile de protecție propriu-zise cu deschidere simultană, prevăzute cu cîte un cilindru de acționare ;

b — cama de comandă automată ;

c — distribuitoarele de aer comprimat ;

d — dispozitivul de siguranță.

Ansamblul ușilor de protecție este redat în figura 2.

Partea principală a instalației o formează cama de comandă automată și distribuitoarele de aer comprimat, redate în figura 3.

Cama are un profil trapezoidal și este fixată de piulița indicatorului de nivel al troliului de extracție. La partea de sus a indicatorului, în fața camei, sînt fixate două distribuitoare de aer, cîte unul pentru fiecare pod. Locul de montare a distribuitoarelor de aer pe indicatorul de nivel, precum și distanța dintre ele, se stabilesc la montaj, în funcție de poziția cea mai favorabilă a chiblei față de ușile podurilor de protecție.

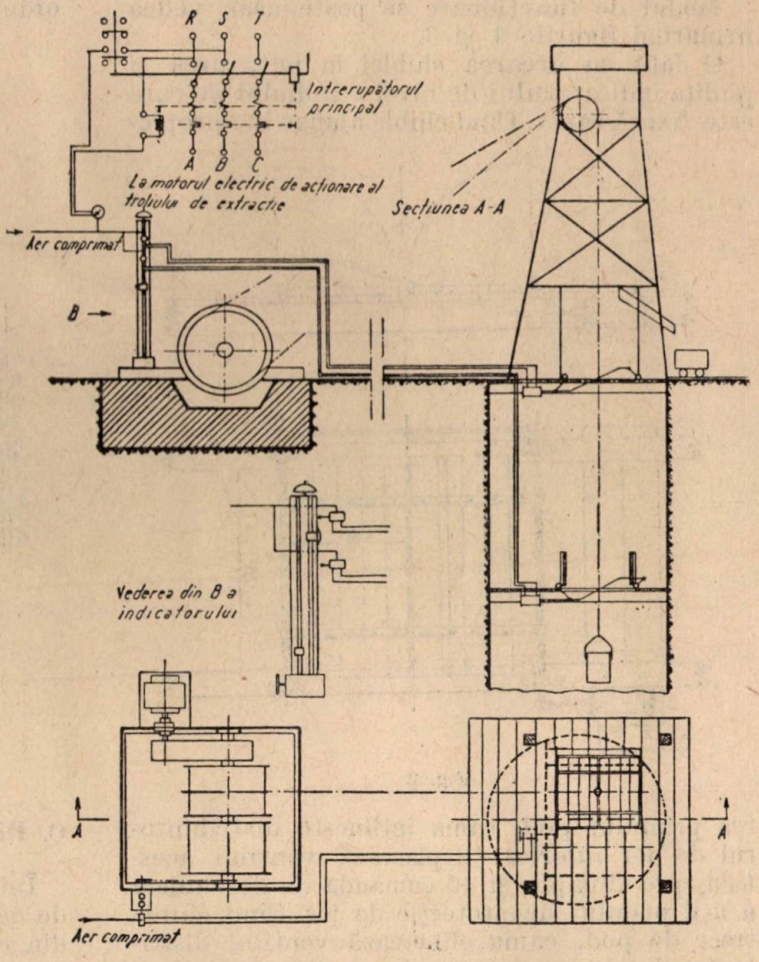


Fig. 1

Timpul de menținere a ușilor în poziția deschis, depinde de lungimea *l* a camei de comandă. De aceea această lungime este bine să se ajusteze definitiv la montaj o dată cu proba instalației.

Dacă troliul de extracție cu care se face profundarea nu are indicator de nivel, sau dacă acesta nu ar permite, din motive constructive, adaptarea camei care comandă automat distribuitoarele de aer în așa fel ca ușile de protecție să se deschidă la timpul cel mai potrivit, se va executa un nou șurub de comandă, prevăzut cu piuliță, care va fi antrenat tot de axul tobei troliului de extracție. Pe piulița acestui șurub urmează să fie montată cama de comandă a distribuitoarelor de aer.

În figura 4 este redat schematic şurubul de comandă, care în acelaşi timp se poate folosi şi ca indicator de nivel.

B. **Modul de funcţionare a instalaţiei**

Modul de funcţionare se poate uşor vedea urmărind figurile 1 şi 3.

O dată cu urcarea chiblei în puţ, urcă şi piuliţa indicatorului de nivel a troliului pe care este fixată cama. Cînd chibla ajunge în apropie-

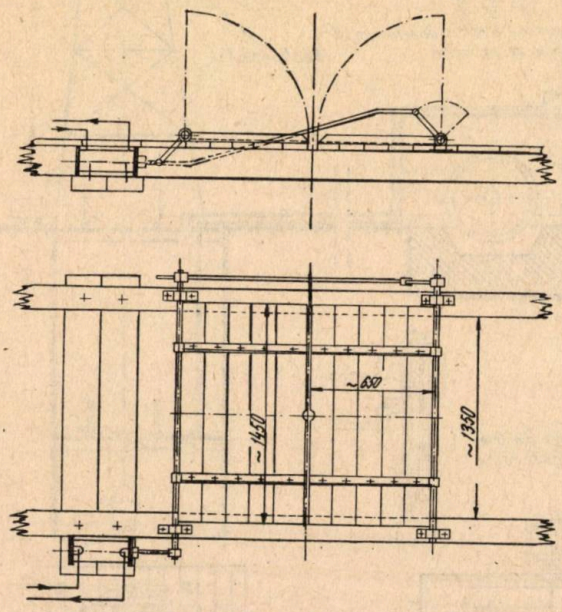


Fig. 2

rea primului pod, cama întîlneşte distribuitorul de aer inferior, deplasează ventilul acestuia spre dreapta şi dă comanda de deschidere a uşii podului de protecţie de jos. Cînd chibla trece de pod, cama eliberează ventilul distribuitorului, acesta revine în poziţia iniţială şi uşa primului pod se închide.

celui de-al doilea pod. După trecerea chiblei, cama eliberează ventilul distribuitorului superior care, revenind în poziţia iniţială, comandă închiderea uşilor podului de sus.

La coborîrea chiblei, operaţiile se repetă în ordine inversă.

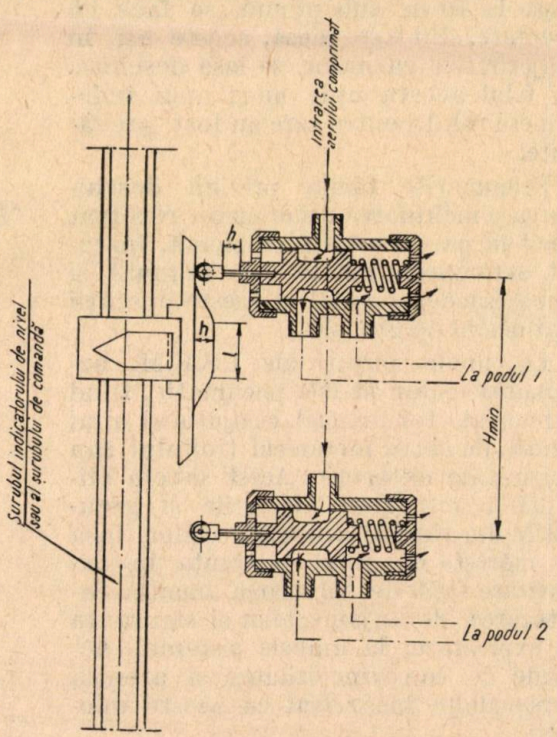


Fig. 3

C. **Dispozitivul de siguranţă**

Întrucît nefuncţionarea instalaţiei automate de deschidere şi închidere a uşilor de protecţie, din cauza lipsei aerului comprimat din reţea, ar putea provoca deranjamente, instalaţia este prevăzută cu un dispozitiv de siguranţă care

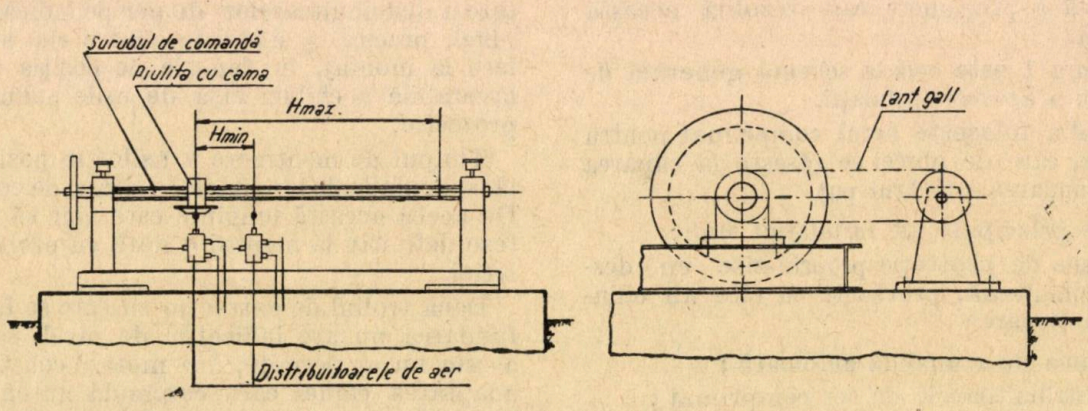


Fig. 4

Chibla urcă în continuare apropiindu-se de cel de-al doilea pod. Cama, care a urcat şi ea o dată cu piuliţa indicatorului de nivel, întîlneşte distribuitorul de aer superior şi comandă, prin intermediul acestuia, deschiderea uşilor

blochează funcţionarea troliului de extracţie cînd presiunea aerului comprimat din reţea scade sub o anumită valoare sau dispare complet.

Dispozitivul este format dintr-un manometru cu contact montat pe conducta de aer compri-

mat. Contactele manometrului se conectează în circuitul releului de tensiune nulă a întreruptorului principal DITA sau DITU (fig. 1). După cum se vede în această figură, întreruptorul principal nu poate fi conectat la rețea dacă în conductă nu există aer.

D. Dimensionarea elementelor principale ale instalației

Forța de acționare și elementele de rezistență ale instalației au fost determinate cu formulele clasice din mecanică și rezistența materialelor, ținîndu-se cont de greutatea ușilor, forțele de frecare care apar în lagăre și articulații, precum și de lungimea brațelor de pîrghii alese constructiv.

O atenție mai mare trebuie acordată șurubului de comandă.

La troliile care nu sînt prevăzute cu indicatoare de nivel, trebuie executat în prealabil șurubul de comandă, care va fi prevăzut cu filet special. Pasul filetului și numărul de începuturi se alege de așa manieră ca la numărul de rotații al tobei pentru adîncimea maximă de extracție, cursa piuliței să aibă o lungime potrivită, atît pentru adîncimea maximă, cît și pentru cea minimă.

Datele de care avem nevoie pentru dimensionarea șurubului de comandă sînt :

a — adîncimea maximă de extracție $H_{max.}$;

b — adîncimea minimă de extracție $H_{min.}$, care reprezintă distanța dintre cele două poduri de protecție, deci în jurul lui 10 m ;

c — diametrul tobei troliului de extracție D.

Pentru orientare și exemplificare vom lua :

$H_{max.} = 150$ m $H_{min.} = 12{,}56$ m $D = 1$ m.

În acest caz avem :

$$l = D \cdot \pi ; \quad l = 1 \cdot 3{,}14 = 3{,}14 \text{ m.}$$

Numărul de rotații al tobei troliului pentru adîncimea $H_{max.}$:

$$n_1 = \frac{H_{max.}}{l} = \frac{150}{3{,}14} = 47{,}7 \approx 48 \text{ rotații.}$$

Numărul de rotații al tobei pentru adîncimea $H_{min.}$:

$$n_2 = \frac{H_{min.}}{l} = \frac{12{,}56}{3{,}14} = 4 \text{ rotații.}$$

Se alege un șurub cu diametrul exterior de 50 mm pe care se execută un filet special cu pasul $p = 20$ mm cu trei începuturi ($n = 3$)

Pasul elicei va fi :

$$P_E \, n \cdot p = 3 \cdot 26 = 60 \text{ mm.}$$

Deplasarea piuliței pe șurub la adîncimea maximă de extracție :

$$D_{p\,max.} = n_1 \cdot P_E = 48 \cdot 60 = 2\,880 \text{ mm.}$$

Deplasarea piuliței pe șurub la adîncimea minimă (distanța dintre poduri) :

$$D_{p\,min.} = n_2 \cdot P_E = 4 \cdot 60 = 240 \text{ mm.}$$

Șurubul de comandă poate să fie o construcție separată, antrenarea lui făcîndu-se de către axul tobei troliului de extracție, respectiv prin intermediul unei transmisii cu roți dințate pentru lanț gall. Raportul de transmisie al roților este 1 : 1. În figura 4 este redată vederea de ansamblu al unui șurub de acest gen.

Note tehnico-economice privind elementele rare (I)

Întrebuințările din ce în ce mai diferite și în mai mare proporție pe care le au metalele rare au făcut ca producția și comercializarea lor pe piețele internaționale să capete, în ultimii ani, o amploare deosebită. Urmarea acestui fapt a fost atît creșterea producției lor de la an la an, cît și reducerea costurilor de producție, pe măsura perfecționării proceselor tehnologice, și în consecință și a prețurilor la care sînt oferite.

În cele ce urmează se vor prezenta o serie de date asupra evoluției producției acestor metale, a domeniilor mai noi de aplicare și a prețurilor cu care s-au făcut tranzacțiile comerciale în anul încheiat, 1964.

Seleniul. Acest element continuă să fie produs aproape exclusiv din nămolurile anodice rezultate de la rafinarea electrolitică a cuprului, precum și din prafurile metalice recuperate de la prelucrarea metalurgică a unora dintre concentratele plumboase, așa încît producția lui este dependentă, în primul rînd, de aceea a cuprului și a plumbului.

Producția totală a țărilor capitaliste a evoluat în ultimii ani astfel :

Anul	1958	1959	1961	1962
Producția de seleniu, tone	663,7	847,2	952,0	965,0

Producătorii principali din anul 1962 au fost :

Statele Unite	453 tone ;
Canada	221 tone ;
Japonia	140 tone ;
Suedia	90,6 tone.

În mai mică măsură sînt producătoare de seleniu Belgia, Republica Federală Germană, Finlanda, Mexic, Peru și Rodhezia de Nord.

În anul 1963 ce doi producători principali au realizat : Statele Unite 421 tone, iar Canada 219 tone.

Consumul de seleniu este în creştere în statele cu industrie dezvoltată, aşa încît Statele Unite, pe lîngă producţia proprie, au importat 336 tone în anul 1962 şi 308 tone în anul 1963, iar Anglia 112,5 tone în anul 1962 şi 128 tone în anul 1963.

Preţul metalului de calitate comercială obişnuit cu 99,9% folosit în sticlărie ca decolorant (sub formă de pulbere metalică sau ca selenit de sodiu), în industria pigmenţilor, în cea farmaceutică, în celulele fotoelectrice etc. a fost în anul 1964 de 6 dolari pe livră pe piaţa New York, ceea ce revine la circa 13,2 dolari kilogramul. Seleniul de puritate mai ridicată, întrebuinţat în electronică, a fost cotat la 7,5 dolari pe livră sau 16,5 dolari kilogramul.

Aceste preţuri sînt superioare celor din anii 1962 şi 1963 şi tendinţa este spre urcare, datorită creşterii consumului de seleniu de puritate ridicată, deşi are de susţinut concurenţa germaniului. Este de aşteptat deci ca în anii următori producţia de seleniu să fie intensificată, iar preţurile menţinute cel puţin la nivelul celor din anul 1964.

(Annales des mines, iulie — august 1960, p. 542 ; Erzmetall, ianuarie, 1963, p. 47 ; Engineering and Mining Journal, februarie, 1964, p. 130 ; Mining Annual Review, 1964, p. 67 ; Mines et metallurgie, ianuarie — noiembrie 1964.)

Telurul. Acest element este obţinut, ca şi seleniul, ca subprodus din nămolurile rezultate de la rafinarea cuprului şi plumbului.

Producţia metalică a lumii capitaliste a fost, în ultimii ani, în continuă creştere şi anume :

Anul	1958	1959	1960	1961	1962
Producţia de telur, tone	101,2	115,8	176,5	166,5	180,8

Producătorii principali din anul 1961 au fost :

Statele Unite	93 tone ;
Canada	35,2 tone ;
Peru	34,6 tone ;
Japonia	7,5 tone.

Preţul telurului metalic de calitate comercială, livrat sub formă de pulbere sau plăci şi folosit mai cu seamă în metalurgie (în elaborarea oţelurilor superioare), a fost în anul 1964 de 6 dolari pe livră (circa 13,2 dolari kilogramul).

Telurul, care pentru calităţile lui superioare îşi găseşte întrebuinţare la fabricarea semiconductorilor şi în termoelectricitate, n-are concurent. Telurul cu puritatea de 99,99% a fost cotat la 11 dolari pe livră, iar cel cu 99,999% la 21 dolari pe livră respectiv 24,12 şi 46,25 dolari kilogramul.

Perspectivele pentru telur, mai mult ca pentru seleniu, sînt în totul promiţătoare. Pentru lărgirea şi intensificarea domeniilor de aplicare ale telurului şi seleniului, în noiembrie 1963 s-a înfiinţat la New York o asociaţie specială de cercetări numai pentru aceste două metale.

(Mining Journal Annual Review 1961, p. 62 ; Mines et metallurgie ianuarie-decembrie, 1964.)

Wolframul (tungstenul). Wolframul este un metal de o mare importanţă pentru industrie în general, şi pentru cea a comunicaţiilor în special, fiind folosit, atît sub formă de concentrat cît şi ca metal (ferotungsten) sau sub formă de diferiţi compuşi chimici.

Cu toate acestea, producţia mondială, care depăşise 80 mii tone în anii 1955 şi 1956 (inclusiv cea a lumii socialiste), a scăzut pînă în jur de 60 mii tone în anii 1958 şi 1959, după care a urmat o urcare treptată pînă în anul 1962, cînd a ajuns să fie în jur de 65 mii tone, pentru ca în anul 1963 să sufere iar o scădere, fiind de 57 900 tone, cantitate care se repartizează pe principalii producători aproximativ în următorul mod :

R. P. Chineză	19 800 tone ;
U.R.S.S.	10 500 tone ;
R.P.D. Coreană	4 800 tone ;
Coreea de Sud	5 720 tone ;
Statele Unite	5 450 tone ;
Bolivia	2 500 tone ;
Portugalia	1 500 tone ;
Australia	1 500 tone.

Scăderea producţiei din anul 1963 este datorată exclusiv producătorilor din ţările capitaliste, producţia ţărilor socialiste fiind, după anul 1950, în continuă creştere. Producţia Australiei a scăzut cu 30% faţă de anul precedent, iar a ţărilor africane cu 50%.

Între anii 1957 şi 1961 producţia lumii capitaliste a ajuns de la 58% din producţia mondială la 48%, cu toate că nu s-a diminuat între timp şi consumul.

Datorită condiţiilor avantajoase cu care s-au oferit pe piaţa internaţională concentratele produse de lumea socialistă, preţurile acestora au scăzut pe măsura creşterii producţiei ajungînd de la 32 dolari pentru 10,16 kg de vanadiu conţinut, cît fusese în anul 1956 preţul concentratelor importate în Statele Unite, la circa 7 dolari în anul 1963. Ca urmare a acestor condiţii avantajoase de import, s-a procedat la reducerea producţiei lumii capitaliste ale cărei zăcăminte sînt mai mici ca rezerve şi mai sărace, şi în consecinţă nu prezintă interes pentru exploatare decît în timpuri de crize, aşa cum s-a întîmplat în timpul războiului din Coreea. În acel timp se ajunsese să se exploateze tungstenul în peste 40 de ţări capitaliste, iar în Statele Unite se deschiseseră 700 de mine care apoi s-au închis treptat, încît s-a ajuns ca în anul 1963 să nu mai lucreze decît trei. Dintre acestea două sînt producătoare a aproximativ 85% din producţia de concentrate a Statelor Unite.

În a doua jumătate a anului 1963 atenţia a început să fie din nou îndreptată asupra producţiei miniere, apărînd perspectiva reducerii

importului de concentrate din țările socialiste în urma intensificării folosirii lor în țările respective.

Este de menționat că perspectivele pentru extinderea folosirii wolframului sînt foarte mari. Se consideră că domeniul lui de aplicare se va dezvolta într-o foarte mare proporție în viitorul apropiat datorită, atît cîmpului nou de folosire pe care și l-a găsit — ca agent catalizator la hidrocracarea petrolului — cît și posibilităților noi din diferite ramuri industriale.

Prețul wolframului în anul 1964 s-a prezentat astfel :

1. Concentratele cu baza de 65% WO_3 au fost cotate în Statele Unite :

a — cele importate cu 11—11,5 dolari pentru 10,16 kg de WO_3 conținut pînă în luna aprilie, iar după aceea cu 15,25 — 15,75 dolari loco porturile americane;

b — cele din producția indigenă cu 16—18 dolari pentru 9,07 kg de WO_3 loco instalațiile de preparare.

2. Wolframul metalic, cu puritatea de 98,8%, în loturi pînă la 100 de livre cu 2,75 dolari pe livră sau 6,06 dolari kilogramul, iar cele cu puritatea de 99,99% cu 3,20 dolari livra — respectiv 7,04 dolari kilogramul.

3. Ferotungstenul, cu conținutul de 70—80% W fob porturile americane cu 1,75 dolari livra — respectiv 3,85 dolari kilogramul.

(Engineering and Mining Journal, februarie 1964, p. 136; Mining Annual Review, 1964, p. 49; Mines et metallurgie, 1964.)

Germaniul. Acest metal este obținut mai ales ca un subprodus rezultat din procesele metalurgice ale altor metale, atunci cînd prezența lui este destul de importantă spre a putea acoperi cheltuielile necesare extracției, cum este cazul unor concentrate cuproase, prafurilor rezultate de la prăjirea concentratelor zincoase, sau degajate la arderea unor sortimente de cărbuni.

Există totuși și o producție de germaniu obținută din minereuri ale acestui metal, așa cum se întîmplă în Republica Sud Africană și în Republica Congo, unde se exploatează germanitul (sulfură de cupru, fier și germaniu).

Din producția mondială de germaniu a anului 1960, care a fost de 42 de tone, s-a socotit că 29 de tone au provenit din prelucrarea minereurilor extrase din provincia Katanga din Republica Congo.

Unul din producătorii mari de germaniu — Statele Unite — obține germaniu, atît ca subprodus din alte produse metalurgice, cît și din prelucrarea concentratelor de germaniu, importate din Africa.

Producția proprie a Statelor Unite a fost în descreștere în anii din urmă pentru că au existat stocuri în anii precedenți și în plus s-au importat cantități suficiente de concentrate de germaniu din cele două țări producătoare din Africa.

În aceste condiții cifrele producției Statelor Unite au variat astfel :

Anul	1961	1962	1963
Producția de germaniu, tone	18,160	17,998	9,080

Prețurile cu care s-a vîndut germaniu de diferite calități, deși au scăzut simțitor față de anii precedenți cînd producția de germaniu era abia la început, s-au menținut totuși în anul 1964 la un nivel destul de ridicat datorită extinderii continue a domeniului de aplicare, adusă tocmai de scăderea prețului.

În aceste condiții prețurile de comercializare ale diferitelor sortimente de germaniu în cursul anului 1964 au fost :

a. În Statele Unite:

	cenți pe gram
— germaniu metalic din prima reducere	28,15 — 35,15
— germaniu calitate zisă intrinsecă	29,95 — 36,95
— germaniu metalic cristalizat	60,50 — 68,50
— bioxid de germaniu (GeO_2) de puritate mare	16,75 — 21,75

b. În Anglia:

— bioxid de germaniu cu 99,99%	57—79 lire sterline pe kg;
— metalul cu puritatea 99,99%	preț constant, tot anul, de 2 șilingi și 5 peni pe gram.

c. În Franța germaniul metalic, de proveniență belgiană, s-a vîndut în intervalul ianuarie — septembrie 1964 cu prețul constant de 1 246 franci kilogramul, ceea ce revine la aproximativ 6 200 lei kilogramul.

(Dennis, W. H. Metallurgy of the non-ferrous metals, p. 579—582; World Mining. vol. 13, nr. 1, p. 21—25; Engineering and Mining Journal, februarie, 1964, p. 128; Mining Annual Review, 1964, p. 67; Mines et metallurgie, ianuarie — noiembrie 1964).

Ing. **I. Marin**

Procesul de tăiere cu plugul a cărbunilor şi principiile de determinare a formei organului de tăiere

O parte din cărbunii exploataţi în R.P.U., în special ligniţii, sînt mai duri decît cărbunii care sînt exploataţi în alte ţări cu ajutorul plugurilor, motiv pentru care se ridică problema determinării unui profil şi a unei forme optime a organului de tăiere, în scopul reducerii forţei de tracţiune a plugurilor, respectiv a consumului specific de energie.

Sînt cunoscute diferite teorii asupra rabotării cărbunilor (teoria lui Evans, a lui Dumbleton şi a lui Sosunov). Trebuie scoasă însă în evidenţă proprietatea foarte importantă a cărbunilor, din punct de vedere a rabotării lor, de a avea rezistenţă la compresiune, la forfecare şi la tracţiune foarte diferite :

$$\sigma_{-B} : \tau_f : \sigma_B = 1 : 0{,}16 \div 0{,}5 : 0{,}1.$$

Este de remarcat faptul că în cazul supunerii cărbunelui la eforturi de tracţiune, planele de clivaj şi cele de stratificaţie sînt plane specifice şi singulare de minimă rezistenţă. În ce priveşte procesul de rabotare a cărbunelui, prezintă importanţă planele de clivaj deoarece, după pătrunderea în cărbune a organului de tăiere (cuţitului) al plugului, ruperea cărbunelui se produce după aceste suprafeţe (fig. 1).

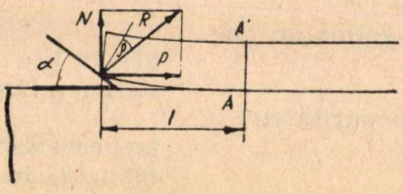


Fig. 1

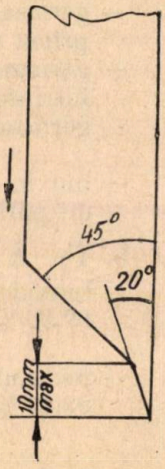


Fig. 2

Plecînd de la aceste considerente, se prezintă un model de calcul cu ajutorul căruia se poate determina forţa de pătrundere P şi raportul $\xi = \frac{l}{v}$ între lungimea şi grosimea aşchiei.

Forţa de pătrundere este :

$$P = \sigma_{B_1} \frac{\xi v}{6} \cdot \operatorname{tg}(\alpha + \rho).$$

Luînd în considerare şi forţa de frecare cu blocul de cărbune, forţa reală de pătrundere P_t este :

$$P_t = \sigma_{B_1} \cdot \frac{\xi v}{6} [\operatorname{tg}(\alpha + \rho) + \operatorname{tg} \rho].$$

Valoarea raportului $\xi = \frac{l}{v}$ se poate calcula din ecuaţia :

$$\xi^2 - \frac{\operatorname{tg}(\alpha + \rho)}{6} - K_{21} = 0,$$

unde

$$K_{21} = \frac{\sigma_{B_2}}{\sigma_{B_1}},$$

σ_{B_2} şi σ_{B_1} fiind rezistenţele la tracţiune a cărbunelui, perpendiculare pe planurile de clivaj.

Dacă se ia în considerare şi componenţa normală a presiunii pe strat, se obţine o scădere aparentă a rezistenţei la tracţiune, a cărei mărime poate fi calculată cu ajutorul teoriei lui Brandenberger :

$$\sigma_h = -\frac{\sigma_v}{m+1};$$

unde :

σ_h este valoarea scăderii aparente a rezistenţei la tracţiune ;

σ_v — componenta normală a presiunii pe strat ;

m — numărul lui Poisson pentru cărbune.

În studiu sînt prezentate şi cercetările de fotoelasticitate asupra comportării materialelor cu direcţii singulare de rezistenţă, autorul observînd că acestea se prezintă ca materialele cvasiomogene pînă ce se produce prima dislocare pe suprafaţa de minimă rezistenţă.

De asemenea, sînt prezentate şi cercetările de laborator făcute cu blocuri de cărbune cu dimensiuni de circa $25 \times 35 \times 15$ cm, pentru studierea forţei de pătrundere a organului de tăiere, acesta avînd diferite unghiuri şi forme. Din compararea rezultatelor încercărilor cu datele teoretice rezultă că valorile experimentale şi cele teoretice coincid pînă la o mărime a unghiului de circa 45°, după care ele diferă mult deoarece, peste această valoare a unghiului, ruperea cărbunelui se face prin forfecare.

Ţinînd seamă de rezultatele studiului teoretic şi de cele obţinute din cercetările de laborator, autorul ajunge la concluzia că profilul optim al organului de tăiere, pentru a realiza o forţă minimă de pătrundere şi o mărime optimă a aşchiei, este cel din figura 2.

În ce priveşte forma liniei tăişului, aceasta poate influenţa forţa de pătrundere cu circa 20%, tăişul în linie dreaptă fiind cel mai favorabil.

Studiul tratează pe larg problemele expuse mai sus, la un înalt nivel ştiinţific, îmbinînd analiza fenomenului de rabotare a cărbunelui dur cu cercetările de laborator şi trăgînd concluziile practice.

Ing. **P. Rebreanu**

(Prelucrare după Bocsánczy János, Bányászati Lapok, nr. 8, 9 şi 10 din 1964).

INFORMAȚII

Probleme de exploatare și mecanizare în cadrul celui de-al IV-lea Congres internațional minier

Al IV-lea Congres internațional minier a avut loc la Londra în perioada 12—19 iulie 1965. Lucrările Congresului, la care au participat un număr important de specialiști din țările cu industrie minieră dezvoltată, au avut ca temă progresele înregistrate în industria minieră și modul în care cercetarea minieră a contribuit la acest progres.

Cele 42 de referate prezentate în cadrul congresului au fost grupate pe șase secții principale și anume :

— *metode de producție ;*
— *proiectarea în industria minieră ;*
— *cercetările și progresul în industria minieră ;*
— *transportul în industria minieră ;*
— *conducerea și organizarea minelor ;*
— *combustibil și economia națională.*

În prezentul articol se face o trecere în revistă a celor 12 referate care analizează realizările dintr-o serie de țări în domeniul metodelor de exploatare și mecanizării abatajelor.

A. Metode de producție

1. Sheppard, W. V.—Anglia—*Mina adîncă de cărbuni a viitorului.*

Autorul descrie posibilitățile tehnice de exploatare a cărbunelui în mine adînci în anul 1980, pornind de la o analiză a progreselor înregistrate în abatajele minelor de cărbuni.

Astfel, una din realizările deosebite care a contribuit la modernizarea abatajelor o constituie introducerea în minele din R.F.G., după cel de-al doilea război mondial, a transportorului blindat flexibil, a cărui folosire a permis renunțarea la susținerea abatajului cu stîlp la front, fapt care a mărit posibilitățile de mecanizare a tăierii.

Un alt factor de progres îl constituie realizarea în Anglia, în anul 1947, a stîlpului hidraulic de susținere. Abatajul mecanizat s-a extins lent. Astfel, proporția de cărbune realizat în Anglia din abatajele frontale mecanizate a fost de 2,5% în anul 1947 și de 7,4% în anul 1954. În anul 1954 apar în minele din Anglia cadrele pășitoare de susținere, manevrate manual, dar în anul 1964 acest sistem de susținere se aplica în 300 abataje frontale. În aceeași perioadă de zece ani, proporția de cărbune extras prin abataje mecanizate a ajuns la 75%. În anul 1963 intră în funcțiune două abataje frontale, dotate cu susținere pășitoare și telecomandate. Rezultatele obținute prin aceste progrese au permis pregătirea unei întregi exploatări carbonifere subterane pentru trecerea la telecomandă, acest lucru fiind realizat la mina Bevercotes din East Midlands în anul 1965.

O noutate în concepția exploatării în subteran a cărbunelui o constituie tratarea minelor nu izolat, ci în grup. Primul proiect de centralizare se referă la o serie de exploatări carbonifere din Scoția și cuprinde două exploatări existente și două exploatări noi, însumînd o producție zilnică de 12 mii tone, destinate unei termocentrale. Întregul complex minier va fi condus de la suprafață prin aparataj electronic. Centrul de comandă va primi informații de la aparatajul electronic, montat în subteran, și va transmite semnale pentru comanda și controlul punctelor de încărcare în scopul obținerii unei producții maxime de cărbune din fiecare abataj și a sistemului de însilozare.

Pornind de la aceste realizări, pentru anul 1980 se impune ca zăcămîntul să fie cît mai bine explorat geologic, abatajele trebuie amenajate așa fel încît să se poată adapta automatizări, stratele nu trebuie să fie mai subțiri de 60 cm, iar înclinarea cît mai mică. Pe de altă parte cerințele calitative nu trebuie să impună exploatarea a mai mult de două strate simultan, producția zilnică a unității trebuie să fie de ordinul a 10 mii tone, din care 85% va trebui livrat unui singur consumator, iar degajările de gaze și viiturile de apă nu trebuie să pună probleme mai complicate decît cele din minele existente. Prin automatizarea minei, aceasta va putea lucra 22 ore din 24, asigurînd folosirea, în proporție de 66—75%, a capacității utilajelor.

Tăierea cărbunelui se va realiza cu combine care pot tăia în ambele sensuri, capabile a realiza 100—120 tone/oră.

Într-un strat cu o grosime de 75 cm și la un abataj cu o lungime de 180 m, viteza de avansare a abatajului va ajunge la 60 cm/oră, în așa fel încît abatajul frontal va realiza zilnic circa

2 500 tone/zi. Galeriile de preabataj, cu secţiune de circa 5,5 × 3 m, se vor săpa mecanizat cu viteze de 60 cm/oră. Sensul de exploatare va fi, în general, cel în retragere. La vitezele de avansare a abatajelor amintite, un panou va fi exploatat în 14—15 săptămîni, anual exploatîndu-se circa 3—4 panouri.

Din punctul de vedere al cerinţelor care se vor impune vor fi: controlul abatajelor şi fronturilor de înaintare, corelarea tuturor acestor fronturi pe întreaga exploatare potrivit cerinţelor interne şi externe şi stabilirea unui program integral de dezvoltare, ţinînd seamă de ritmul de exploatare.

Pentru transportul automat se prevede extinderea benzilor transportoare corelate, fie direct cu spălătoria de cărbuni, fie cu puţuri pevăzute cu instalaţii de extracţie complet automatizate. Transportul de materiale şi personal se va efectua cu monoşină, urmînd ca, pe baza controlului electronic al abatajelor, să se stabilească necesarul săptămînal de material. Controlul de la distanţă al aerului va consta în măsurarea continuă a presiunii, reglarea în permanenţă a debitului şi temperaturii, întregul ansamblu de rezultate al măsurătorilor de la distanţă fiind coordonat printr-un contor electronic cu reglarea ventilatoarelor.

Dacă în prezent în minele automatizate productivitatea muncii pe mină este de 5—6 tone/post, aceasta poate fi în viitor dublată.

2. F u j i m o r i, M. — Japonia — *Exploatarea mecanizată a abatajelor frontale în două strate învecinate la mina Taiheyo.*

Exploatarea Taiheyo, situată în insula Hokkaido, realizează o producţie de 1,5 milioane tone/an dintr-un zăcămînt submarin. Explorarea zăcămîntului se face prin foraje de la nivelul apei printr-o metodă specială care se poate aplica pînă la adîncimi de 50 m, în apă forajul fiind protejat prin conducte de beton care îl feresc de acţiunea valurilor. Cele două strate, cu grosimi de 2,4—2,8 m şi de 1,6—2,2 m, sînt separate printr-un banc de rocă dură.Un abataj frontal cu două aripi, amenajat în cele două strate, permite obţinerea unei producţii de peste 80 mii tone/lună. După o serie de experimentări s-a putut stabili decalajul dintre abatajele frontale din cele două strate şi amplasamentul galeriilor de concentrare a producţiei din abataj. Pentru a preveni formarea unor presiuni ridicate, abatajele sînt susţinute, în întregime, cu susţinere hidraulică. În cărbune tare împuşcarea este combinată cu tăierea cu plug. Ulterior sub cele două strate învecinate s-a pus în exploatare un al doile strat, cu o grosime de 0,8 m, în care s-a amenajat un abataj frontal cu o lungime de 100 m, echipat cu un plug şi cadre de susţinere păşitoare, prevăzute cu şase stîlpi fiecare. În stratele învecinate, s-au realizat abataje frontale de 150 m în cel superior şi de 140 m în cel inferior, dotate în mod asemănător.

Producţia medie a variat între 352 şi 549 tone/zi în stratul de 0,8 m grosime, 1 700 tone/zi în stratul de 2,5 m şi de 900 tone/zi în stratul de 1,7 m grosime, iar productivitatea muncii a variat de la 13,3 tone/post în stratul subţire, la 23,6 tone/post în stratul cel mai gros.

3. K r a a k, J. — Olanda — *Evoluţia tehnologiei de tăiere cu plug în minele statului din Olanda.*

Autorul expune modul în care a evoluat tehnologia tăierii cu plug în minele de cărbuni din bazinul Limburg, care cuprind strate cu grosimi de 95 — 100 cm. Tăierea cărbunelui cu plugul s-a extins în acest bazin datorită tăriei cărbunelui, a tăriei reduse a rocilor din coperiş, simplicităţii şi capacităţii acestui mod de tăiere şi gradului redus de formare a prafului. În perioada 1953 — 1964, lungimea abatajelor frontale a crescut de la 140 la 200 m, producţia medie a unui abataj de la 300 la 720 tone/zi, iar viteza de avansare de la 1,8 la 2,6 m/zi. În prezent 30 % din producţie se realizează în mai mult de două schimburi pe zi, ceea ce dovedeşte gradul ridicat de concentrare a producţiei. Ca modernizări aduse acestei tehnologii se citează sporirea vitezei transportoarelor cu raclete de la 75 la 110 cm/s, iar cea a plugului de la 38 la 75 cm/s, ceea ce a impus sporirea puterii motoarelor de acţionare, în prezent folosindu-se motoare de 85 şi 150 CP, prevăzute cu reductoare mai robuste. Noul tip de reductor, denumit Toramul, asigură ca forţa de tracţiune a plugului să fie realizată numai la o extremitate a frontului, permiţînd folosirea de viteze diferite la cele două sensuri de tăiere. Ruperea lanţurilor de la transportoare a fost evitată prin folosirea lanţurilor calibrate de 22 mm şi a unui nou tip de stea de acţionare. Folosirea stîlpilor hidraulici sau a dispozitivelor hidraulice de montare a stîlpilor cu fricţiune au permis menţinerea abatajului în bune condiţii. Necesitatea sporită a concentrării producţiei a dus la înlocuirea tipurilor iniţiale de pluguri cu un plug olandez tip DSM construit pe baza unui studiu al distribuirii necesarului de energie la tăierea cu plug. La acest nou tip de plug, pierderile datorate frecării şi încărcării au fost reduse la minimum, în scopul asigurării unei mai mari proporţii de energie pentru tăiere. Unul din aspectele ce continuă a fi studiate este tipul lamelor tăietoare. Plugul tip DSM a putut efectua tăierea în strate cu un cărbune avînd o rezistenţă de 160 kg/cm², cu intercalaţii sterile de 240 kg/cm² rezistenţă. Adîncimea de tăiere de 7 cm a impus înlocuirea împingătoarelor pneumatice cu altele — acţionate hidralic. Cu noul tip de plug durata efectivă de tăiere a ajuns la 50 % din durata totală a schimbului. În scopul sporirii gradului de utilizare a plugului se efectuează, în prezent, cercetări opera-

ţionale, dirijate în special spre găsirea căilor juste de automatizare a abatajelor cu plug.

Pentru viitor se prevede modernizarea trasportorului şi plugului pe linia asigurării unei viteze reglabile, în scopul reducerii suprasarcinilor în transportor în stratele înclinate spre sfîrşitul cursei de tăiere a plugului, ca şi pentru a varia viteza plugului în funcţie de condiţiile existente în abataj. În acest scop se tinde spre folosirea capetelor de acţionare prevăzute cu motoare hidraulice, cu dimensiuni mai reduse şi care evită folosirea conductorilor pentru canalizarea energiei electrice în lungul abatajului.

În ceea ce priveşte automatizarea acestor abataje, în prezent sînt în funcţiune dispozitive destinate inversării automate a sensului de circulaţie a plugului. Totodată, în colaborare cu specialiştii englezi, se studiază realizarea unui abataj frontal telecomandat, dotat cu plugul DSM, dar realizarea unei orientări în plan orizontal al plugului continuă să prezinte dificultăţi.

4. Dokukin, A. V. — U.R.S.S. — *Exploatarea cărbunelui cu ajutorul agregatelor mecanizate în U.R.S.S.*.

Exploatarea cărbunelui în subteran este caracterizată, în Uniunea Sovietică, prin marea varietate a condiţiilor geologico-miniere a zăcămintelor de cărbuni : grosimea stratelor variază între 0,45 şi 40 m, ajungînd uneori chiar la 100 m, iar înclinarea variază de la 0 la 90°. Principala metodă de exploatare este cea cu abataje frontale cu prăbuşire.

Tendinţa generală în tehnologia exploatării cărbunelui este exploatarea cu abateje cu front lung, tăierea cu combine şi pluguri, transportul cu transportoare deplasabile, întregul utilaj fiind asamblat în agregate mecanizate complexe. Proporţia de cărbune extras este de 34,3 % prin metoda continuă, 58 % prin metoda cu stîlpi lungi, 3 % prin metoda cu scut şi 4,7 % prin alte metode. Ca sistem de dirijare a presiunii, producţia se realizează în proporţie de 82,8 % prin prăbuşire, 0,7 % prin rambleiere, 12,6 % prin rambleiere parţială şi prăbuşire parţială, iar 3,9 % prin tasare lină.

Exploatarea mecanizată a cărbunelui se caracterizează prin trei tendinţe principale : tăiere prin agregate şi unităţi de susţinere hidraulică mecanizată, prin agregate cu scuturi şi tavan flexibil şi prin agregate cu susţinere individuală.

Autorul prezintă principalele tipuri constructive de agregate mecanizate. Astfel, în stratele de mică înclinare se folosesc agregatele complexe OMKT, KM-87, KM-100, KM-96, MK, KM-81, KT-U, iar pentru stratele înclinate scutul Cinakal, complexele KDZ, VKK şi AKD. Cu ajutorul complexului KT-U s-au extras în anul 1963 peste 60 milioane tone, ceea ce reprezintă 15 % din producţia totală de cărbuni exploatată în subteran.

În anul 1964 funcţionau în minele din U.R.S.S., în stratele de mică înclinare, 214 abataje frontale, echipate cu susţinere hidraulică mecanizată.

Caracteristicile agregatelor complexe destinate exploatării stratelor cu grosime mică şi medie, de mică înclinare, sînt indicate în tabela 1.

Pentru anul 1970 numărul abatajelor mecanizate din U.R.S.S. urmează să atingă 65 — 70 % din numărul total de abataje, iar în stratele de mică înclinare şi cu înclinări medii, 1 400 abataje vor fi dotate cu agregate mecanizate cu susţinere hidraulică.

5. Weindorf, H. — R.F.G. — *Concentrarea şi mecanizarea exploatării stratelor de înclinare medie.*

Autorul analizează exploatarea unor strate cu înclinări de 30 — 70°, în care mecanizarea a fost introdusă relativ recent. Abatajul frontal oblic, cu lungime sporită şi viteză mare de avansare, impune realizarea sistematică a adaptării utilajului de tăiere în ciclul obişnuit de exploatare. În scopul obţinerii unei productivităţi optime, este necesar ca modul de conducere a abatajului să corespundă tipului de zăcămînt. Cazurile limită sînt reprezentate de avansarea direcţională, exploatarea în subetaje cu tăiere simultană, sau organizarea tăierii în fiecare tronson în funcţie de înclinare, cu ajutorul unor suitori de mare capacitate şi nivele intermediare.

Mecanizarea s-a realizat în abataje cu trepte lungi răsturnate, de preferinţă pînă la înclinări de 50°. Ideea a fost de a transpune progresiv metodele de lucru, verificate în stratele de mică înclinare, adoptîndu-se astfel transportorul cu raclete cu lanţ dublu, combine cu tambur şi pluguri, iar pentru susţinere — stîlpi cu fricţiune cu grinzi articulate. Pînă la înclinări de 40 ° se practică dirijarea coperişului prin prăbuşire, iar pentru strate mai groase, chiar în acest caz, prin rambleiere.

În ceea ce priveşte tăierea cu plug, a fost necesară realizarea plugului ancorat şi ghidat.

Tabela 1

	OMKT	KM-87	KM-100	KM-96	MK	KM-81	Donbas
Grosimea stratului, m	1,8—3,0	1,1—1,7	1,1—1,6	0,9—1,55	1,3—2,4	1,75—3,2	0,75—1,15
Capacitatea, t/min	4,0	2,5—3,5	2,5—3,7	2—3	2,5—3,5	3,5	2—2,5
Pasul de mutare al susţinerii, m	0,7	0,63	0,7	0,8	0,63	0,65	0,8
Rezistenţa medie a susţinerii, t/m²	40	47	30	39	40	45	26,8
Rezistenţa susţinerii în orgă, t/m²	12	—	—	—	5	5	—
Greutatea susţinerii, t/m	2,5—2,7	1,93	1,0—1,15	1,0—1,2	2,9—3,0	3,5	1,15

La înclinări mai mari de 40° se folosesc echipamente de construcţie specială. O îmbunătăţire a gradului de folosire a utilajelor se obţine prin utilizarea la tăiere a combinelor cu tamburi, iar pentru încărcare a instalaţiei asemănătoare cu cea a unui plug.

La înclinări de peste 50° mecanizarea se referă numai la tăiere, mijloacele de transport nemaifiind necesare. În acest sens, datorită capacităţii ridicate de tăiere şi a simplicităţii, s-a extins tăierea cu instalaţia de berbec, care impune existenţa unui culcuş şi coperiş suficient de stabil. În cărbuni tari, rezultate bune au dat combinele cu tamburi. Folosind susţinerea în lemn se pot realiza două cicluri pe zi. Experimentarea susţinerii păşitoare şi a prăbuşirii la înclinări de 40° decurg în bune condiţii, iar în unele mine susţinerea cu cadre păşitoare şi rambleiere la înclinări de 70 — 80°.

Mecanizarea abatajelor în strate cu înclinări de 50° necesită cheltuieli ridicate de investiţii. La una din mine, folosind la această înclinare tăierea cu plug, productivitatea muncii a crescut cu 50 %, ceea ce, în comparaţie cu tăierea cu ciocan de abataj, a asigurat rentabilitatea.

Cu toate progresele obţinute în domeniul mecanizării în stratele de mare înclinare, se impune studierea unor noi metode de exploatare în scopul reducerii preţului de cost.

6. Bouvier, F. — Franţa — *Evoluţia metodelor de exploatare în strate de mare înclinare în minele de cărbuni din bazinul Lorene.*

În bazinul Lorenei 21 mii tone pe zi, respectiv 35 % din producţia totală, se realizează din strate cu înclinări mai mari de 45°.

În prezent exploatarea se efectuează prin felii orizontale cu rambleiere cu nisip.

Exploatarea se realizează ascendent cu front lung orizontal, înălţimea feliei fiind de 2,5 — 5m, tăierea făcîndu-se prin împuşcare, iar transportul cu jgheaburi oscilante. De obicei se lucrează cu două abataje care avansează spre limite, unde se găseşte suitorul de aeraj şi cel de rambleu. Cărbunele se evacuează printr-un tubing montat în suitor. Distanţa dintre rambleu şi bancul de cărbune este de 1 m. Susţinerea se face în toate cazurile în lemn. În aceste condiţii se realizează 30 tone/schimb, cu o productivitate a muncii în abataj de 6,5 tone/post. O primă modernizare a constat în înlocuirea jgheaburilor oscilante cu trasnportoare blindate cu raclete, ceea ce a permis realizarea a 100 tone pe zi şi o productivitate a muncii de 7,2 tone/post, la o productivitate pe mină de 3,5 tone/post.

În scopul reducerii cheltuielilor, se experimentează tăierea mecanizată cu două combine fabricate în Franţa, care au permis sporirea productivităţii muncii cu 30 — 50 %. Sistemul însă se poate aplica numai în strate cu grosimi de 2,5 — 4 m, deci la 50 % din rezerve.

Pentru viitor se preconizează adaptarea susţinerii ancorate şi grinzi metalice fără stîlpi şi a unei pîlnii colectoare care se poate muta fără demontare. Prin această dotaţie şi a mecanizării deservirii perforatoarelor se scontează pe sporirea producţiei la 300 — 400 tone pe zi şi abataj şi la dublarea productivităţii muncii.

7. Zambo, J. — R. P. Ungară — *Exploatarea stratelor puternic tectonizate.*

Principala caracteristică a minelor de cărbuni din R. P. Ungară o constituie necesitatea evacuării de la o adîncime medie de 160 m de aproape cinci ori mai multă apă decît cărbune extras. Una din principalele probleme expuse o constituie modul de amplasare şi dimensionare a pilierilor de protecţie împotriva viiturilor de apă. În zonele carstice se practică injectarea de nisip care se încheie, pentru obturare, cu injectarea cu mortar de ciment şi nisip, procedeu care dă rezultate bune atunci cînd apele nu sînt în circulaţie.

În zonele mai puţin rezistente, concretizate prin mişcări plastice, se aplică exloatarea în benzi, în care tăierea se practică numai în banda situată între zona exploatată şi masivul virgin. În acest mod creşterea tensiunilor are loc numai în această bandă şi durează relativ puţin. În stratele superioare se face exploatarea, iar în cele inferioare, în acelaşi sens, pregătirea. Lucrările sînt legate între cele două strate la intervale de 3 — 4 m prin suitori scurţi. În strate cu grosimi de 2,3 — 3 m, frontul lung este înlocuit cu abataje cameră cu lăţimi de 4 — 5 m, prăbuşite sau rambleiate hidraulic.

8. Stassen, P. — Belgia — *Îmbunătăţirea productivităţii muncii la exploatarea cu front lung.*

Practica exploatării cu front lung în ultimii ani a permis obţinerea unor rezultate deosebite, ajungîndu-se la o productivitate a muncii în abataj de 50 tone/post.

În zăcămintele adînci concentrarea producţiei se recomandă a se realiza prin mărirea lungimii abatajului frontal. Lungimea optimă a acestor abataje depinde de caracteristicile zăcămîntului şi materialul de care se dispune.

Un alt factor asupra căruia se poate acţiona imediat, în scopul sporirii productivităţii muncii, constă în mărirea gradului de eficienţă a utilajului de tăiere. În acest sens se impune studierea sistematică a tuturor cauzelor de oprire a abatajelor şi găsire a mijloacelor de înlăturare a acestora.

Folosirea susţinerii păşitoare a permis ca abatajul frontal să concureze cu abatajele cameră. Utilizarea susţinerii păşitoare în abatajele corespunzătoare asigură sporirea productivităţii muncii cu 50 — 70 %. În această direcţie se impune extinderea domeniului de folosire a acestui sistem de susţinere, în condiţii cît mai variate de zăcămînt.

În acest scop trebuie însă realizate utilaje care să efectueze o tăiere completă a cărbunelui din strat şi care, în cazul unor deranjamente tectonice, să poată disloca şi intercalaţiile sterile. De preferinţă, aceste maşini ar trebuie să taie pe adîncimi reduse (0,5 — 0,6 m), pentru a face posibilă realizarea rapidă a unei susţineri a coperişului.

Un alt domeniu de preocupări îl constituie mecanizarea săpării nişelor de la extremitatea abatajelor frontale, sau să se renunţe la nişe prin folosirea unui utilaj de tăiere care să poată începe tăierea chiar din galeria de preabataj.

În ceea ce priveşte săparea galeriilor, se impune alegerea acelor metode de săpare şi de susţinere a acestor lucrări care să facă posibilă evitarea cheltuielilor mari de întreţinere şi transport. În acest sens, ca şi pentru extinderea transportului continuu automatizat, se impune folosirea de secţiuni utile mai mari.

În zăcămintele localizate în roci înconjurătoare slabe este recomandabilă săparea galeriilor în zona destinsă, eliminarea exploatării simultane a mai multor strate sau a realizării mai multor abataje în serie într-un acelaşi strat, de a nu folosi o aceeaşi galerie pentru exploatarea a două panouri adiacente şi de a evita lăsarea de pilieri de cărbune.

9. Shupe, D. B., Freeman, R. H., Carmen, C. O. — Statele Unite — *Abataje frontale de mare capacitate de producţie în S.U.A.*.

Experimentarea abatajelor cu font lung în minele de cărbuni din S.U.A. a fost iniţiată în anul 1951, tăierea efectuîndu-se cu plug de cărbune, iar susţinerea fiind păşitoare, comandată manual. În anul 1960, prin perfecţionarea susţinerii păşitoare, metoda a dat rezultate deosebite, permiţînd realizarea unei productivităţi a muncii în abataj de 45,4 tone/post.

Ulterior, mina Koppernton, adoptînd tăierea cu pluguri Westfalia, a realizat din două abataje frontale în retragere şi din trei lucrări de pregătire o producţie de peste 4 500 tone pe zi. La acesată mină stratul are o grosime de 112 cm, fiind plasat între şisturi şi gresii. Panoul de exploatare are dimensiuni de 183 × 915 m, iar abatajele frontale au o lungime de 180 m fiecare. Pregătirea unui abataj frontal se face prin construirea unei linii ferate uşoare în abataj, care uşurează transportul utilajului de tăiere, transport şi susţinere în abataj.

Tăierea cu plugul se face pe toată grosimea stratului, iar stîlpii de susţinere folosiţi au o sarcină de tasare de peste 50 tone. Productivitatea muncii în sector este de 37,2 tone/post, iar cea pe exploatare de 10,9 — 15,4 tone/post. Producţia medie a unui abataj frontal este de 632 tone/schimb, iar viteza de avansare de 5,5 — 6,1 m/zi.

10. Adcock, W. J. — Anglia — *Telecomanda în mine.*

În anul 1964 circa 73% din producţia de cărbuni din subteran a Angliei, se realiza în abataje frontale mecanizate, în care funcţionau 1 700 combine de tăiere. Aproximativ 300 abataje frontale sînt dotate cu susţinere mecanizată păşitoare.

Începînd din anul 1962 s-au experimentat abatajele frontale telecomandate, ele intrînd în funcţiune în anul 1963. Rezultatele obţinute în cele două abataje pilot au permis extinderea experimentărilor la alte 18 — 20 instalaţii, în scopul asigurării ca toate operaţiile din subteran şi de la suprafaţă să fie telecomandate.

Operaţiile mecanizate din nişe şi abataje, săparea galeriilor de preabataj, sfărîmarea sterilului şi rambleierea cu acesta a zonei exploatate, au putut fi telecomandate. Totodată, s-au realizat noi tipuri de combine şi s-a adoptat o metodă de exploatare care suprimă nişele.

O altă încercare constă în realizarea unei maşini care permite tăierea în abataj fără a fi necesară prezenţa unui om în frontul de lucru deoarce, atît montarea, întreţinerea cît şi funcţionarea maşinii se fac telecomandat.

În anul 1964 aproximativ 200 instalaţii de pompare erau automatizate. Începînd din anul 1951 s-au introdus la toate exploatările de cărbuni calculatoare analogice pentru calculul aerajului, în prezent studiindu-se posibilitatea de a folosii calculatoarele numerice care permit controlul de la distanţă a aerajului.

Una din dificultăţile privind obţinerea de informaţii asupra activităţii din subteran a fost înlăturată prin adoptarea sistemului electronic de indicare de la distanţă.

Autorul consideră că în anul 1984 actualele metode de mecanizare a exploatării cărbunelui vor fi perimate şi că folosirea electronicii la funcţionarea şi controlul utilajului folosit în subteran se va extinde foarte mult, asigurînd o simplificare a tehnicii conducerii şi întreţinerii.

11. Horseman. R. G. — Australia — *Creşterea gradului de mecanizare în exploatările subterane de cărbuni din Australia.*

Principala metodă de exploatare a cărbunelui folosită în Australia este cea cu camere şi stîlpi. Începînd din anul 1954 s-a introdus tăierea mecanizată, în combinaţie cu transportul cu mijloace de transport pe pneuri.

Susţinerea coperişului în abatajele cameră se efectuează numai prin ancorare. În lucrările principale s-a generalizat transportul cu benzi, iar în abataje — cu vagonete automotoare. În prezent se iniţiază experimentarea abatajelor cu front lung, în varianta alimentării utilajelor la o tensiune de peste 1 100 V. Productivitatea muncii pe exploatare a depăşit şi în anul 1964 valoarea de 26 tone/post.

12. Konderla, W. — Austria — *Introducerea tăierii mecanice şi a susţinerii hidraulice în minele de lignit din Austria.*

Exploatarea în subteran a lignitului se caracterizează prin existenţa rocilor curgătoare, neconsolidate, nisipoase şi acvifere din coperiş, prin rocile moi din culcuş, prin cărbune foarte compact şi foarte tenace. În timp ce, în general, în minele de cărbuni, acesta este elementul moale din cadrul stratificaţiei geologice, în cazul lignitului acesta este elementul cu maximul de tărie. Ca urmare a acestui fapt, metodele de exploatare aplicate pentru huilă nu se pot aplica ca atare în zăcămintele de lignit.

Deşi lignitul se poate tăia prin havare, controlul coperişului instabil şi al culcuşului argilos, care se înmoaie sub acţiunea apei, provoacă dificultăţi serioase.

Metoda clasică de exploatare este cea cu abataje frontale cu avansare spre limitele cîmpului, cu tăierea prin împuşcare, transport mecanizat şi prăbuşire. Principala dificultate în introducerea tăierii mecanice o constituie necesitatea menţinerii frontului de cărbune fără stîlpi şi de a controla coperişul cît mai perfect.

Experimentările de lungă durată au dus la folosirea stîlpilor metalici cu fricţiune. În anul 1961 s-a introdus, pentru prima dată, combina cu tamburi, întîmpinîndu-se mari dificultăţi din cauza susţinerii care, cu stîlpi cu fricţiune şi grinzi tip Vanwersch, nu asigură menţinerea în bune condiţii a culoarului de tăiere. Totodată, la combină a fost necesar să se înlocuiască cuţitele cu altele corespunzătoare caracteristicilor lignitului.

Abatajul a putut fi obţinut în bune condiţii numai după folosirea stîlpilor hidraulici introduşi într-un fel de piramidă de reazem. În aceste condiţii s-a putut realiza o productivitate a muncii de 12 tone/post în fiecare schimb, o echipă formată din 21 muncitori realizînd două cicluri de tăiere. Pentru că densitatea susţinerii era redusă şi din cauză că stîlpii se deformau, a fost necesară îmbunătăţirea susţinerii. O primă îmbunătăţire a constituit-o înlocuirea monografiei cu stîlpi în vîrfurile unui triunghi cu monografiile cu stîlpi plasaţi în trei rînduri. În acest fel se obţine, simultan cu creşterea densităţii de susţinere, şi o reducere a cheltuielilor de întreţinere a stîlpilor. Totodată, productivitatea muncii a putut fi sporită la 15,8 tone/post.

Faţă de metoda clasică de exploatare cu împuşcare şi susţinere cu sîlpi cu fricţiune, noua variantă cu tăiere mecanică şi stîlpi hidraulici a permis sporirea productivităţii muncii cu 236 % şi reducerea preţului de cost cu 40 % în abataj.

Ing. P. S. Anton

Recenzii

Plaksin, I. N. şi Tătaru, S. A. **Hidrometalurgia cu schimbători de ioni**. Editura Metallurgia, Moscova, 1964, 282 p.

Lucrarea prof. dr. I. N. Plaksin, membru corespundent al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S. şi a candidatului în ştiinţe tehnice, S. A. Tătaru, tratează rezultatele proprii obţinute în folosirea schimbului ionic în hidrometalurgia aurului, uraniului, recuperarea reactivilor de flotaţie, din apele reziduale, reglarea fazei lichide a tulburelii de flotaţie şi sintetizează pentru prima dată bogatul material referitor la folosirea schimbului ionic în hidrometalurgie. Consideraţiile teoretice tratate în lucrare constituie o contribuţie de seamă la teoria schimbului ionic.

Lucrarea cuprinde şase capitole.

Capitolul I. Schimbători de ioni şi perspectivele utilizării lor în prelucrarea primară a minereurilor are un caracter introductiv şi prezintă succint ioniţii minerali şi sintetici, principalele caracteristici şi utilizarea lor practică. Partea teoretică a capitolului descrie, în lumina celor mai recente realizări, răşinile schimbătoare de ioni, mijloacele de obţinere şi selectivizare, capacitatea de sorbţie, gomflarea, echilibrul şi cinetica schimbului ionic. Subcapitolul dedicat tehnicii schimbului ionic conţine descrierea procedeelor, dinamice şi statice de saturare şi eluţie a răşinilor, operaţiile şi aparatura folosită pentru sorbţia din soluţii comună hidrometalurgiei şi altor domenii, precum şi utilajul specific hidrometalurgiei (procesul RIP — sorbţie din tulbureală).

Capitolul II. Utilizarea schimbului ionic în procesul de flotaţie cuprinde rezultatele proprii obţinute în faza laborator şi industrial referitoare la sorbţia, eluţia şi refolosirea reactivilor de flotaţie, îmbunătăţirea proceselor de flotaţie în prezenţa ioniţilor prin reglarea compoziţiei fazei lichide a tulburelii, epurarea apelor reziduale cu ioniţi. Încercările de sorbţie, în condiţii statice şi dianmice a xantogenaţilor şi aerofloţilor pe anioniţi, au arătat că capacitatea de sorbţie a anioniţilor pentru xantogenaţi şi aerofloţi depăşeşte 270 kg/tonă răşină. Calculînd coeficientul de difuzie în grăunţii de anionit a xantogenationilor, autorii ajung la concluzia că sorbţia ionică a xantogenaţilor este reglată de fenomenul difuziei, deoarece coeficientul de difuzie are valoarea constantă şi nu depinde de granulaţia ionitului. Încercările de eluţie a xantogenaţilor cu diferite lungimi ale radicalului apolar au arătat că afinitatea anioniţilor puternic bazici faţă de diferiţi homologi ai acidului xantogenic creşte pe măsura lungirii radicalului apolar, concluzie demonstrată şi prin calcule care au avut la bază dependenţa afinităţii răşinii faţă de ionii contrari, în funcţie de polarizabilitatea lor.

Polarizabilitatea electronică calculată pe baza refracţiei a arătat că valoarea ei creşte o dată cu lungirea radicalului apolar ($1{,}16 \cdot 10^{-23}$ cm^3 pentru xantogenatul etilic şi $1{,}709 \cdot 10^{-23}$ cm^3 pentru xantogenatul amilic).

Concluzia privind creşterea afinităţii răşinii faţă de ionii contrari, în funcţie de creşterea polarizabilităţii electronice, constituie o contribuţie însemnată în teoria schimbului ionic şi ajută la lămurirea selectivităţii şi vitezei schimbului ionic în funcţie de valoarea polarizabilităţii electronice a ionilor care se adsorb.

Sorbţia reactivilor de flotaţie în condiţii industriale (la două uzine de preparare din ţara noastră) a demonstrat posibilitatea refolosirii în proces, cu aceleaşi randamente de extracţie, a xantogenaţilor eluaţi obţinuţi prin sorbţie din apele reziduale ale decantoarelor de steril.

Dacă ţinem seamă că aproape 70 % din cantitatea de reactiv care se dozează în procesul de flotaţie rămîne în faza lichidă a sterilului, procedeul de sorbţie a reactivilor din apele reziduale are o deosebită importanţă economică (permite refolosirea reactivilor) şi tehnică (permite purificarea apelor reziduale).

Subcapitolul privind reglarea compoziţiei ionice a fazei lichide a tulburelii cu ioniţi prezintă lucrările privind reglarea cu cationiţi care permite reducerea ionilor de cupru, activanţi pentru blendă, reduce conţinutul de zinc în concentratele de plumb şi cupru şi măreşte randamentele de extracţie. Pentru reglarea în industrial a tulburelii de flotaţie se recomandă folosirea ioniţilor minerali (glauconitul).

Experienţele de flotare a schimbătorilor de ioni saturaţi au arătat că anioniţii flotează cu colectori anionici, iar cationiţii — cu colectori cationici.

Capitolul III. Sorbţia pe schimbători de ioni a metalelor preţioase. Partea I-a a capitolului este dedicată sorbţiei Au din soluţiile cianhidrice.

Se menţionează că în soluţiile de la cianurare sînt prezenţi pe lîngă anionii de Au şi anionii complecşi de Fe, Cu, CN, CNS care se adsorb împreună pe răşină şi nu permit obţinerea de rezultate satisfăcătoare la eluţia selectivă cu diferiţi eluanţi. De aceea sorbţia Au pe răşini este recomandată numai pentru soluţii bogate în Au cu conţinut redus de elemente însoţitoare.

Sînt tratate încercările de eluţie a Au adsorbit pe anioniţi cu hidroxid de sodiu, tiouree, amestec de acetonă cu acid clorhidric, amestec de tiouree cu acid clorhidric etc., rezultate mulţumitoare obţinîndu-se cu amestec de tiouree şi acid clorhidric.

Un deosebit interes prezintă subcapitolul care tratează eluţia însoţită de regenerarea cianurii în cadrul căruia sînt redate rezultatele încercărilor de sorbţie a aurocianurii de la o cianuraţie din ţara noastră cu folosirea diverşilor anioniţi dintre care cele mai bune rezultate s-au obţinut cu anioniţi AV—17 şi amberlit IRA—400. Se menţionează că regenerarea cianurii decurge satisfăcător în cazul cînd cianura este prezentă sub formă de NaCn, $Zn(CN)_2$. Din $Cu(CN)_3^{4-}$, $Zn(CN)_4^{2-}$ regenerarea cianurii nu este totală şi de aceea se recomandă distrugerea complexelor respective cu HCl. În subcapitolul sorbţia Au din tulbureală se menţionează că sorbţia se poate face fie din soluţii limpezi rezultate din filtrarea tulburelii, fie direct din tulbureală, cele mai bune rezultate obţinîndu-se cu folosirea răşinii AV—17. Un deosebit interes prezintă procedeul de cementare cu Pb a Au şi Ag din eluaţii de tiouree şi acid clorhidric, urmată de extragerea Au şi Ag prin cupelare.

Subcapitolul destinat electroeluţiei redă cele mai noi rezultate obţinute în electroluţia Au şi Ag, procedeu căruia i se acordă o deosebită atenţie din partea cercetătorilor datorită faptului că, combină eluţia cu precipitarea electrolitică şi cu randamente bune şi necesită costuri mai reduse comparativ cu eluţia simplă.

Subcapitolul „Scheme posibile cu folosirea ioniţilor pentru extragerea Au din soluţii cianhidrice" prezintă diferite scheme cu sorbţia din soluţii şi din tulbureală, precum şi un calcul tehnico-economic la extragerea Au prin schimb ionic cu sorbţie din soluţii şi din tulbureală după cianuarare. Interesantă este şi prezentarea procedeelor de sorbţie pe cationiţi a Au şi Ag rezultaţi de la leşierea amoniacală, consideraţiile teoretice cu privire la sorbţia cianurilor diferitelor metale pe ioniţi, extragerea metalelor nobile din apele reziduale ale atelierelor de galvanizare, auroelectrolitice etc.

Partea a II-a a capitolului, dedicată separării platinoidelor cu schimbători de ioni, redă condiţiile de separare a grupurilor de metale platinoide, răşinile care se folosesc, forma sub care are loc sorbţia pe răşini a metalelor platinoide şi procedeele de eluţie.

Capitolul IV. Sorbţia unor metale neferoase pe ioniţi prezintă procedeele pentru extragerea unor metale neferoase din soluţii, ape reziduale, prin sorbţie pe cationiţi, precum şi unele rezultate interesante de sorbţie pe anioniţi puternic bazici, a clorurilor complexe ale Mn, Cu, Fe, Zn, Co ş.a., urmate de separarea clorurilor prin eluţie selectivă cu diferite concentraţii de electrolit. Sînt tratate procedeele de folosire a schimbului ionic în : separarea As de impurităţi ca Sb, Bi, Fe, Cu bazată pe faptul că impurităţile prezente sub formă de cationi, se adsorb pe cationit, iar As prezent, sub formă de anion, rămîne în soluţie din care se adsoarbe pe anionit ; separarea Ni de Co bazată pe stabilitatea diferită a clorurilor care permite sorbţia pe anionit a clorurii complexe de Co şi rămînerea în soluţie a clorurii de Ni ; purificarea Ag de impurităţi bazată pe faptul că în soluţii 1 N—HCl impurităţile rămîn sub formă de cationi, iar Ag prezent sub formă de anion, se adsoarbe pe anionit puternic bazic ; extragerea cromului din soluţii galvanice în care cromul după neutralizarea soluţiilor trece în cromat de sodiu care se adsoarbe pe anionit puternic bazic de tipul ROH ; sorbţia Ni şi Co din apele reziduale pe cationiţi ş.a.

Capitolul V. Sorbţia pe schimbători de ioni a metalelor rare cuprinde descrierea procedeelor de obţinere a combinaţiilor extrapure de Mo prin sorbţia anionului MoO_4^{2-} pe anioniţi sau a impurităţilor pe cationiţi ; separarea Mo de Re prin sorbţia reniului pe anioniţi din soluţii 1 N—HCl sau prin sorbţia Mo pe anionit (oxid de Al tratat cu soluţie 2N—HCl) ; sorbţia Nb, Ta, Ti din soluţii acide de HF pe anioniţi şi separarea lor prin eluţie selectivă treptată cu soluţii HCl de normalitate diferită ; separarea prin eluţie selectivă a Zr şi Hf adsorbţii fie pe cationiţi fie pe anioniţi ; separarea Zr de impurităţi bazată pe sorbţia impurităţilor Fe, Ti, TR, Be din soluţii de azotaţi cu lăsarea Zr în soluţie.

De asemenea este tratată problema obţinerii elementelor disperse (Ga, Ge, In, Tl) prin schimb ionic şi separarea pămînturilor rare care cuprinde procedeele de separare a tuturor pănînturilor rare bazată pe sabilitatea diferită a combinaţiilor complexe ale acestor elemente.

La contactul cu cationiţi metalele care formează complecşi anionici, mai puţin stabili, se adsorb pe cationiţi, iar metalele care formează complecşi stabili trec în filtrat sau se adsorb în partea de jos a coloanei, fenomenul invers avînd loc în cazul folosirii anioniţilor. Stabilitatea combinaţiilor complexe crescînd o dată cu creşterea numărului atomic permite ca la eluţie să se elueze primul Lu şi apoi celelalte elemente, iar în cazul folosirii anioniţilor eluţia din coloană se face în ordinea creşterii numărului atomic.

În lucrare se specifică că majoritatea experienţelor de separare a TR sau făcut pe cationiţi.

Capitolul VI. Utilizarea răşinilor schimbătoare de ioni în hidrometalurgia uraniului cuprinde, după o parte introductivă, descrierea pe baza datelor din literatură a practicii schimbului ionic în extracţia şi purificarea uraniului.

Se descriu instalaţiile cele mai caracteristice din unele ţări ca Republica Sud Africană, S.U.A., Canada, Australia, Franţa, care utilizează tehnologia schimbului ionic pentru extragerea uraniului din soluţii limpezite sau din tulbureală. În text se prezintă un calcul pe baza căruia rezultă că în ţările capitaliste se prelucrează cu schimbători de ioni circa 35 milioane tone minereu anual ceea ce reprezintă aproape totalul minereurilor uranifere extrase anual în aceste ţări. Partea ultimă a capitolului „Otrăvirea răşinilor schimbătoare de ioni" prezintă cauzele fizice şi chimice ale otrăvirii care duc la scoaterea din uz înainte de termen a ioniţilor datorită sorbţiei ireversibile a ionilor şi la reducerea capacităţii de sorbţie. Sînt prezentate cazurile frecvente de otrăvire cu Co, SiO_2, CNS, compuşi politionaţi, sulf elementar, molibden şi măsurile de prevenire a fenomenului de otrăvire. De asemenea sînt prezentate procedeele de regenerare a răşinilor otrăvite printre care tratarea cu NH_4CNS, NaOH, Na_2S, HNO_3 ş.a.

Lucrarea prezintă un deosebit interes pentru cadrele din domeniul preparării, metalurgiei şi chimiei şi îi pune la curent cu ultimele cercetări care privesc teoria şi practica schimbului ionic.

Unele probleme ale schimbului ionic sînt tratate pentru prima dată ca : folosirea schimbului ionic pentru reglarea compoziţiei fazei lichide a rezidiilor de la flotaţii, refolosirea reactivilor eluaţi, unele încercări pentru extragerea Au şi Ag, precum şi unele contribuţii teoretice proprii care contribuie la lămurirea selectivităţii şi vitezei schimbului ionic.

Traducerea în limba romînă a lucrării ar aduce un real folos specialiştilor din diferite domenii care utilizează schimbul ionic.

Ing. Ilie Parasehiv

DOCUMENTARE

Boreiko, F. I. **Despre stabilitatea rocilor descoperite din masivul acoperitor de la mina S. M. Kirov.** Bezopasnost truda v promîşlenost, nr. 4, 1965, p. 36—38.

Se expune metoda exploatării zăcămîntului de apatită şi nefelină, prezentat în formă de strate pe o întindere de circa 5 km cu înclinare N—E de 28—30°. Coeficientul de tărie a minereului, potrivit scării Protodiakonov, a fost de 6—12, iar al rocilor acoperitoare de 14—16. Tot masivul a fost divizat printr-o reţea de crăpături.

Cercetările efectuate au arătat că configuraţia spaţiului excavat în plan are o influenţă redusă asupra dimensiunilor limită a suprafeţelor dezvelite de la coperiş .

Pentru prevenirea unor surpări neaşteptate a rocilor din masivul coperişului, se recomandă să se calculeze dimensiunile excavărilor respective de extragere pe înclinare x şi pe direcţie y potrivit relaţiilor :

$$\frac{xy}{x+y}; \quad \frac{xy}{x+2y}$$

şi să se tindă la menţinerea frontului rectiliniu al rocilor tăiate din coperiş.

Nu se admit decalări faţă de sectoarele învecinate mai mari de 20—25 m pe înclinarea corpului de minereu. În cazul exploatării noilor orizonturi, pentru asigurarea condiţiilor primei surpări, excavarea rocilor din coperiş trebuie să se facă prin două blocuri cu un front de excavare de 100—120 m de la centru spre bancuri.

Ustinov, A. M. şi Volskii, V. K. **Influenţa conţinutului de gaze asupra lungimii şi înălţimii frontului de abataj frontal.** Institutul ştiinţific şi de cercetări pentru cărbune din Karaganda. Fascicula 16, p. 134—140.

Se arată că în următorii 5—10 ani la minele din sectoarele Industrial şi Daransk din bazinul Karaganda adîncimea de exploatare va atinge 400—500 m, iar la minele din raioanele Ciurubai-Nuvinsk şi Tenteksk — circa 300 m.

Conţinutul relativ de metan (CRM) în stratele de la adîncimile respective se aşteaptă să fie între limitele de 20—65 m³/tonă de producţie.

Lungimea abatajului se verifică din punctul de vedere al factorului de aeraj, în funcţie de conţinutul relativ în metan, care s-a obţinut după degazarea prealabilă. Pentru un conţinut relativ în metan egal cu 15 m³/t (după degazare) în cazul aerajului potrivit schemei cu curent de întoarcere prin pilierul sectorului în exploatare, la grosimea stratului de 1,5 m şi la viteza de înaintare a frontului de abataj de 1,45 m/zi (la ciclu pe 24 h), lungimea frontului a fost determinată la 216 m. În abatajele frontale cu susţinere mobilă, mecanizată, spaţiul de la frontul de lucru are o secţiune mai mare decît în cazul susţinerii obişnuite din care cauză cantitatea de aer care se introduce în abataj s-a putut mării cu 10—15 %.

În cazul măririi vitezei de înaintare a frontului de abataj pînă la 6 m/zi, conţinutul relativ în metan din spaţiul excavat se reduce în mod brusc, iar de la frontul de lucru, creşte lent, constatîndu-se totodată în sector o reducere a lui de circa 16—20 %. Folosirea susţinerii mobile mecanizate poate să asigure creşterea producţiei din abataj cu circa 30 % în cazul reducerii brusce a lungimii frontului şi la o viteză considerabilă a fronturilor de abataj. Sînt prezentate formule şi tabele de calcul.

Scerbakov, A. A. **Calculul productivităţii hidrocicloanelor.** Obogaşcenie rud, nr. 2, 1965, p. 3—10.

Se compară 16 formule ale unor autori pentru calculul productivităţii volumetrice a hidrocicloanelor Q. În urma analizei şi comparării rezultatelor calculate pe baza formulelor cu datele de experimentare, se propune o formulă nouă :

$$Q = 5\ K_D\ K_\alpha\ d_p\ d\ \sqrt{gH},\ \text{l/min},$$

unde coeficienţii de corecţiune pentru diametrul K_D şi pentru unghiul de conicitate K_α se calculează pe baza formulelor ajutătoare :

$$K_D = \frac{0{,}08\ D+2}{0{,}1D+1}; \quad K_\alpha = 0{,}79 + \frac{0{,}044}{0{,}0379 + \operatorname{tg}\frac{\alpha}{2}},$$

unde :

D este diametrul hidrociclonului, cm ;
d_p — diametrul echivalent al duzei de alimentare, cm ;
d — diametrul niplului de deversare a apei, cm ;
H — presiunea la intrare, kg/cm² ;
g = 9,81 m/s² ;
α — unghiul de conicitate, grade.

Se prezintă tabele, grafice şi nomograme pentru calcul.

Ciukan, B. K. **Susţinerea combinată pentru lucrările miniere din minele adînci.** Şahtnoie stroitelstvo, nr. 6, 1965, p. 8—9.

Se analizează comportarea diferitelor tipuri de susţinere : din beton monolit, din prefabricate din beton armat sau din beton armat cu armătură flexibilă, în condiţii de presiuni mari de la orizonturile adînci ale minelor.

Din practica mondială şi din experienţa combinatului Rostovugol, s-a constatat că folosirea simultană a susţinerii obişnuite în combinaţie cu ancorarea respectivă, amplasată în intervalele dintre susţineri, permite să se reducă presiunea minieră asupra susţinerii principale de 2—3 ori.

În felul acesta la susţinerea circuitului puţului de la Piesenberg (R.F.G.), unde susţinerea puternică din beton armat nu a rezistat la umflarea vetrei, şi la circuitul puţului de la mina combinatului Rostovugol, unde presiunea minieră calculată atingea circa 40 t/m², s-a recurs la susţinerea obişnuită completată cu ancorare şi numai aşa s-a obţinut stabilitatea susţinerii în condiţii perfect satisfăcătoare.

Autorul prezintă explicaţii ştiinţifice a efectului pozitiv obţinut prin folosirea susţinerii combinate în condiţii de presiune minieră mare, concretizîndu-le în două scheme de lucru a susţinerii :

— susţinerea prin ancorare ridică oarecum coeficientul de tărie a rocilor, ceea ce micşorează presiunea minieră asupra susţinerii principale ;

— susţinerea prin ancorare contribuie la antrenarea solicitării statice a susţinerii rocilor adiacente sectorului respectiv de susţinere, formînd astfel o construcţie unitară complexă.

Această soluţie tehnică, a susţinerii în condiţii de presiune minieră mare, asigură nu numai condiţiile normale de producţie dar prezintă şi posibilităţi de economisire. De exemplu, la mina combinatului Rostovugol s-au economisit, pentru o galerie de 129,3 m lungime, circa 27 000 ruble şi 75 tone de metal.

* * * **Să se ridice eficienţa şi securitatea lucrărilor de împuşcare la minele de cărbuni.** Şahtnoie stroitelstvo, nr. 6, 1965, p. 30—31.

Se expun lucrările simpozionului despre ridicarea eficienţei şi securităţii lucrărilor de împuşcare la minele de cărbuni, care s-a ţinut la Lugansk în zilele de 23—27 martie 1965.

În cadrul simpozionului au fost prezentate 18 referate, la care au luat cuvîntul 12 participanţi.

În referatele expuse s-au analizat diferite mijloace folosite la lucrările de împuşcare pentru prevenirea exploziilor de metan şi praf de cărbune.

MakNII a analizat cauzele avariilor întîmplate în ultimii 13 ani şi a constatat că 90 % s-au produs în lucrările de pregătire, iar dintre acestea 80 % în cărbune.

Totodată a reieşit că cel mai mare pericol îl prezintă cazurile de ardere a cartuşelor de exploziv din găurile de împuşcare în cărbune.

S-au discutat mijloacele perfecţionate de împuşcare, subliniindu-se pe de o parte eficienţa amorselor cu iniţiere de la 15 la 1 000 ms (milisecundă), iar pe de altă parte folosirea burajului cu capsule cu apă etc.

Pentru evitarea în viitor a avariilor s-au făcut următoarele propuneri :

— introducerea amorselor de siguranţă noi tip ED-8-PM şi EDK 2-PM-15 ;

— să se folosească făgaşe drepte (paralele) şi în evantai la fronturile de cărbune de la minele periculoase din punctul de vedere al gazului şi prafului de cărbune ;

— să se organizeze confecţionarea maşinilor pentru buraj, fultuitorilor şi dîrguliilor ;

— să se construiască maşini pentru împuşcat, pentru încercarea procesului de împuşcare, analizatorul de gaze şi dispozitivul de detectare a rateurilor.

Sobolevskii, V. V. **Aerogazodinamica sectorului de exploatare în cazul intensificării extragerii cărbunelui.** Ugol Ukrainî, nr. 3, 1965, p. 45—47.

Cercetările complexe ale aerogazodinamicii au fost efectuate la mina Privolineanskaia de la trustul Lisicianskugol în anul 1963. S-au cercetat debitul de aer şi metan, distribuţia lor în galeria de aeraj şi în spaţiul de la frontul de lucru, conţinutul rezidual de gaze în cărbune din abatajul frontal şi în căile de mişcare a lui spre suprafaţă, precum şi deplasarea rocilor din coperisul abatajului.

S-a stabilit că la creşterea sarcinii de producţie pe abataj de 3,3 ori, conţinutul relativ în metan a sectorului în exploatare şi a abatajului s-a micşorat corespunzător cu 15 şi 40 %, iar conţinutul rezidual de gaze în cărbune a crescut, pe cînd viteza relativă a deplasării rocilor din coperiş a scăzut. Totodată amplitudinea variaţiei debitului de aer şi zona de separare a metanului au crescut proporţional cu mărirea sarcinii de producţie pe frontul de lucru.

Veisberg, K. G., Karasi, S. V. ş.a. **Schema electrică de siguranţă contra scînteierii pentru comanda la de distanţă a combinei.** Ugol Ukrainî, nr. 4. 1965. p. 19—21.

La mina Congresul al XXI al P.C.U.S. Dobropoliugol (Donbas) şi la mina Tomiusinskaia (Kuzbas) se efectuează verificarea experimentală a metodei de exploatare cu camere stîlpi cu folosirea complexului de extragere a firmei Joy. Complexul 2 VT-2 de extragere prezintă o maşină de săpare şi extragere pe şasiu de şenile cu organ de execuţie combinat. Reglarea organelor sparate a combinei şi a poziţiei ei se pot conduce de la pupitrul de comandă locală şi de la distanţă. După o jumătate de an de exploatare a acestui complex s-au ivit lipsurile părţii electrice a comenzii de la distanţă a combinei. Institutul Ghiproniselektroşeht a elaborat, fără schimbări în părţile hidraulice şi mecanice a sistemului de comandă de la distanţă, o schemă electrică de siguranţă contra scînteierii pe baza elementelor indigene. Totodată, au fost construite pupitrul mobil, blocul cu releuri de comandă şi blocul de transformatori care alimentează circuitele asigurate contra scînteierii. Pupitrul de comandă locală este amplasat în partea dreaptă a combinei, în partea din spate a acesteia. Comanda combinei se realizează atît de la distanţă cît şi direct, de la pupitrul de comandă locală, care dispune de două grupe de mînere, una situată în partea superioară a pupitrului într-un singur rînd — care asigură comanda hidrocricurilor din sistemul de dirijare a combinei, iar a doua grupă (cea inferioară) serveşte pentru comanda părţii de deplasare a combinei, inclusiv acţionarea hidraulică respectivă a şenilelor din stînga şi din dreapta.

Toate circuitele electrice ale pupitrului de comandă, care au legătură cu alte elemente de comandă din staţia magnetică a combinei, se conduc la mufa cu priză, ceea ce permite uşor să se conecteze pupitrul la cablul de comandă cu mai mulţi conductori.

Operaţiile de comandă a combinei (în afară de conectarea motoarelor electrice) se dublează prin comandă locală. Comanda locală pretinde eforturi considerabile a mecanicului, mai ales în cazul comenzii mersului cu şasiu pe şenile a combinei. De aceea, felul principal al comenzii este comanda de pe pupitrul detaşat în afară, de pe care se conectează contractorii motoarelor electrice, îndeplinind de asemenea toate operaţiile de comandă a combinei (conectarea, reversarea mersului de manevră şi de lucru al combinei şi reglarea lor, toate operaţiile de comandă a transportorului din spatele combinei, ridicarea, coborîrea, întoarcerea în stînga şi în dreapta, strîngerea şi desfacerea cuţitelor coroanelor de perforare şi a barei inferioare de contur, ridicarea şi coborîrea ramei principale, ridicarea şi coborîrea independentă a suspensiilor articulate din stînga şi din dreapta ale ramei principale a combinei).

Borodin, P. P. şi Moiseev, M. A. **Exploatarea aripei cîmpului minier prin mai multe abataje frontale care lucrează în mod simultan în cazul variantei abataj frontal pe etaj.** Ugol Ukrainî, nr. 4, 1965, p. 27—30.

Una din metodele măririi sarcinii de producţie pe aripa în cazul exploatării cu abataj-frontal-etaj este mărirea numărului de abataje frontale, prin care se exploatează aripa cîmpului minier. Experienţa exploatării stratelor de cărbune cu înclinare mică de grosime de 1,1 m de la trustul Lisicinskugol confirmă oportunitatea unei extrageri simultane a cărbunelui din aripa sectorului din mai multe abataje.

Aşa cum arată calculele, numărul abatajelor frontale nu trebuie să depăşească cifra patru.

Cea mai potrivită exploatare este aceea bazată pe principiul fronturilor care se ajung din urmă. În cazul abatajelor frontale care pornesc de la o singură atacare, apar o serie de dificultăţi. Lungimea sectorului de exploatare pe direcţie se stabileşte pentru fiecare abataj frontal. Durata de exploatare a unui sector în extragere trebuie să fie de cel puţin şapte luni. O importanţă mare o are organizarea transportului cu locomotive electrice. În cazul exploatării a două sau mai multe strate de cărbune, pentru concentrarea maximă a lucrărilor miniere este raţională exploatarea succesivă a aripilor.

Neguţikii, B. F. **Montarea echipamentului de la complexul unui puţ cu schip** Ugol Ukrainî, nr. 4. 1965, p. 47—48.

La mina nr. 121 de la trustul Leninugol al combinatului Karagandaugol lucrările de montare a echipamentului de la complexul puţului cu schip trebuiau să se execute în timp de 15 zile. Pentru aceasta, la nivelul camerei cu dispozitivul de încărcare de la puţ s-a construit o platformă de montaj de siguranţă, urmînd ca după aceasta să se introducă tot echipamentul de la complexul puţului cu schip. Pentru reducerea lucrărilor de manipulare, complexul de echipament pentru curăţirea jompului şi a dispozitivului de încărcare a fost introdus prin puţul cu schip. Acest volum de lucrări al perioadei de pregătire, aşa cum a arătat experienţa, reprezenta circa 65—70 % din totalul de lucrări şi timp. Alături de aceasta a fost necesar să se îndeplinească lucrările de montare generală, de montare electrică şi cele de construcţie cu betonarea echipamentului. Pentru asigurarea îndeplinirii la timp a unui asemenea volum de lucrări, au fost formate două brigăzi a cîte 15 oameni. Pentru montarea secţiilor din buncăr necesare cărbunelui împrăştiat de la diferite cote ale puţului, s-au construit din nou poduri provizorii.

După amenajarea platformei şi a întreruptoarelor de capăt de supraridicare, instalaţia pentru curăţirea jompului a fost încercată în gol şi sub sarcină. Instalaţia pompării apei din jomp a fost pregătită la suprafaţă şi montată în stare de asamblare. Paralel cu îndeplinirea lucrărilor din puţ, o altă brigadă de montori amenaja instalaţia troliului

de curățire a jompului, a răsturnătorului și a împingătorului. Datorită folosirii acestei organizări, montarea întregului complex a echipamentului puțului cu schip, în greutate totală de 210 tone, a fost executată în timp de 12 zile.

Osipov, S. N., Brejevskii, E. I. ș. a. **Emanație de metan în decursul lucrului complexelor cu braț scurt K-52 M într-un strat cu conținut ridicat de gaze.** Ugol Ukrainî, nr. 4, 1965, p. 48—50.

Observarea emanațiilor de metan în decursul lucrului complexelor experimentale K-52 M și prelucrarea rezultatelor s-au efectuat potrivit metodologiei MakNII în abatajul frontal estic nr. 1 din stratul nr. 18 al trustului Sovetskugol. La oprirea combinei, conținutul maxim de metan în curentul de ieșire din abataj a fost de 0,48%, iar media de 0,38%, pe cînd emanațiile de metan erau egale, corespunzător cu 1,57 și 1,26 m^3/min.

În timpul lucrului complexului K-52 M, conținutul de metan în abatajul nr. 1 estic din stratul 18 s-a mărit cu 10—13%. Coeficientul de variație a valurilor de emanație a metanului din abatajul frontal în perioada de observare a fost de 0,11, iar coeficientul de neuniformitate de 1,33. Concentrația metanului în spațiul tobelor de tăiere a atins 2—2,2%, iar apoi s-a micșorat; în partea dinspre motor, la 5—10 m mai sus de combină, concentrația în unele momente a fost mai mare de 1%, iar în apropierea combinei, cu toate că viteza de mișcare a curentului de aer era mai mică (0,8—1 m/s), conținutul de metan nu depășea 2—2,2%. O dată cu micșorarea adîncimii făgașului, coeficientul de neuniformitate se micșorează în mod considerabil.

Medvedev, I. I., Buharov, I. I. ș. a. **Prăfuirea atmosferei minelor de potasiu din Kama Superioară.** Gornîi Jurnal, nr. 3, 1965, p. 58—62.

Prăfuirea curenților generali de aeraj de la minele de potasiu din Kama Superioară, pe calea lor de mișcare de la circuitul puțului de intrare a aerului pînă la canalul ventilatorului principal, în diferite anotimpuri ale anului nu depășește norma limită admisă. Iarna, aerul care intră în mină, pe măsura mișcării prin lucrările miniere, se încălzește pe seama schimbului de căldură cu rocile înconjurătoare, crește conținutul de umiditate a acestuia și umezeala lui, iar vara — invers. În urma acestui fenomen în timpul de vară excesul de umezeală se condensează pe pereți, pe tavanul și vatra lucrărilor, precum și în praful de suspensie, ceea ce reduce prăfuirea aerului pînă la nivelul normelor admise. În cazul lucrului combinei cu dispozitiv de captare a prafului, prăfuirea aerului într-o serie de locuri de muncă depășește limitele admise de 10,3—27,3 ori, iar la perforare — de la 3—6 ori; în cazul lucrului cu screper — de 21 ori, iar în punctele de încărcare — de 1,5—9 ori.

Ovcearenko, E. I. **Controlul automat al componentei tulburelii de minereu aflate în flux.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 53—54.

Se propune un procedeu de reducere a erorilor în cazul folosirii metodei roentgenospectrale de control a componenței tulburelilor de minereu, care constă în aceea că nu se determină intensitatea liniei spectrale a oricărui element, ci raportul intensităților Z a liniilor spectrale a două elemente care se găsesc în solidul tulburelii.

Mărimea lui Z nu depinde de conținutul solidului în tulbureală, nici de starea tulburelii și caracterizează raportul concentrațiilor elementelor respective. Cercetările de laborator și industriale a metodei pentru concentrate de cupru și nichel cu analizatorul roentgenospectral au arătat că la conținutul de Ni în concentratul cuprului de la 2,6 pînă la 5,8%, eroarea absolută medie pătratică corespunde schimbării conținutului de Ni cu 0,09%.

În cazul schimbării conținutului de Cu, în concentratul de Ni de la 2,6 pînă la 4,2% eroarea absolută medie pătratică de determinare a cuprului este egală cu 0,1%. Variațiile densității tulburelii de la 1,2 pînă la 1,7 g/cm^3, pentru concentratul de Cu și de la 1,2 pînă la 1,5 g/cm^3, pentru concentratul de Ni, nu au avut influență asupra rezultatelor de măsurare.

Terehov, V. K. **Influența grupării utilajului asupra unificării clădirilor pentru uzinele de preparare.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 61—64.

Se determină scheme unificate de gabarit a clădirilor și instalațiilor, precum și nomenclatorul prefabricatelor din beton armat. De asemenea, se examinează variantele posibile de grupare a utilajului prin exemplificarea unei amplasări în cascadă și fără cascadă a morilor de sfărîmat în secțiile de măcinare pentru granulație medie și măruntă de la uzinele de preparare.

Se remarcă avantajele grupării fără cascadă a utilajului și folosirea capacităților de depozitare direct pe vatra clădirii.

Pentru ilustrarea acestor avantaje se prezintă un tabel comparativ al indicilor tehnico-economici pentru diferite variante.

Se subliniază faptul că în cazul folosirii capacității de depozitare pe vatra clădirii, investițiile scad cu 35—40%.

Ciukakov, V. K. **Comanda automată a alimentatorului.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 69—70.

Se expune situația de la mina Severnaia a trustului Kirghizugol, unde colaboratorii laboratorului științific de cercetări de izotopi din orașul Frunze au automatizat, cu ajutorul dispozitivelor radioactive, circuitul tehnologic din buncărul ermetizat. Principalele avantaje ale aparatelor-radioizotopi, folosite în construcția automatizată, sînt procedeul fără contact al determinării nivelului de încărcare a buncărului, siguranța în exploatare și durabilitatea funcționării.

Deoarece aparatele funcționează într-un regim pozitiv (în cazul traductorului radiat releul final se află sub curent, iar linia de transportoare în stare de lucru), nu se poate produce avaria din cauza construcțiilor.

Funcționarea construcțiilor automatizate este foarte simplă. Două aparate comandă funcționarea alimentatorului oscilant al transportorului exterior. În cazul umplerii buncărului cu cărbune pînă la nivelul controlat de dispozitivul radioactiv 2 GER, fluxul de raze γ se acoperă cu cărbune, iar dispozitivul de recepție declanșează și îndreaptă alimentarea către pornitorul magnetic al alimentatorului oscilant.

Folosirea aparatelor-radioizotopi la mina Severnaia a permis să se automatizeze evacuarea cărbunelui, să se elibereze manipulatorii de la gurile de buncăre, ceea ce a dus la o economie considerabilă și a exclus complet cazurile de oprire a liniilor de transportoare subterane în urma înfundării buncărului ermetizat.

Golubov, G. B. și Parfenov, I. A. **Determinarea greutății probei luate cu dispozitivul de luat probe tip elevator.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 155—158.

Pentru luarea probelor din fluxurile deplasabile s-a aplicat dispozitivul de luat probe tip elevator. Mărimea probei luate într-un ciclu de decupare (proba parțială, G parțial), în cazul unei cupe de la dispozitivul de luat probe, se determină cu formula:

$$G_{part.} = Q\,N/1\,900\,V,$$

unde:

Q este cantitatea de material care se introduce pentru preparare, t/h;
N — numărul de decupări pe oră;
V — viteza fluxului în cazul căderii, m/s.

Proba totală luată într-o oră $Q_{tot} = QHN/1\,800\,V$, unde H este înălțimea căderii materialului.

Ciumakov, V. A. și Belaș, F. N. **Flotarea oxizilor de fier din tulbureală prelucrată prin cîmp magnetic.** Gornîi Jurnal, nr. 5, 1965, p. 63—65.

Se expun rezultatele cercetărilor de flotare a magnetitei, martitei și hematitei în apă distilată și dură cu prelucrarea tulburelii în cîmp magnetic de diferită tensiune și durată de acțiune.

Flotarea a fost executată într-o mașină cu capacitatea de 150 cm³, la densitatea inițială a tulburelii S : L = 1 : 3, folosind drept colector oleatul de sodiu. Consumul de colector în apa distilată a fost de 300 g/t, iar în apa dură de 450 g/t. Prelucrarea tulburelii în cîmp magnetic s-a executat înainte de a o expune unei tratări cu reactivi. Cercetările au stabilit că o dată cu mărirea timpului de acțiune magnetică, adică a timpului de aflare a oxizilor de fier în tulbureală după magnetizarea ei, crește capacitatea de flotare a oxizilor de fier, mai ales a hematitei.

Doroșenko, A. G., Savenko, I. F. ș. a. **Transportul cu screper la executarea lucrărilor de atac și a galeriilor auxiliare.** Ugol, nr. 3, 1965, p. 56—58.

Se face o expunere a unei noi tehnologii elaborate și introduse la mina Zaikovskaia nr. 2 de la trustul Kadievugol, folosind transportul cu screper la executarea lucrărilor miniere. Screperul folosit are lungimea de 2 100 mm, lățimea — 300 mm și înălțimea — 390 mm, iar capacitatea utilă de 0,4 m³. Productivitatea transporului la lungimea pînă la 10 m este de 40 m³/h, în cazul transportului pînă la 100 m este de 5—6 m³/h, greutatea screperului fiind de 200 kg. Durata ciclului de săpare este aproape constantă și nu depinde de lungimea transportului, deoarece în timpul pauzelor între descărcările de rînd a screperului se face susținerea frontului de lucru sau aruncarea cărbunelui în drumul screperului. Indicii tehnico-economici în cazul transportului cu screper s-au îmbunătățit în mod considerabil, iar posibilitatea folosirii lui în strate de orice grosime, cu unghi de înclinare variabil, permit a recomanda extinderea acestui gen de transport.

Rubțov, V. K. **Determinarea tăriei rocilor miniere în condiții de producție.** Ugol, nr. 4, 1965, p. 40—41.

În diferite mine din U.R.S.S. s-au încercat 90 de tipuri de roci. Indicii de tărie s-au determinat prin metoda măcinării, comparînd rezultatele obținute cu indicii de perforare. Tăria a variat între 1 și 20, după scara Protodiakonov.

În 30 de cazuri din 40 de categorii de tărie, indicii determinați din punctul de vedere al perforării și prin metoda măcinării au coincis.

Datele obținute au permis să se tragă concluzia că metoda măcinării poate fi folosită pentru determinarea tăriei rocilor în condiții de producție.

Vinokur, B. S. **Influența vitezei de înaintare a frontului de lucru asupra stabilității rocilor descoperite.** Ugol, nr. 4, 1965, p. 41—42.

Observațiile s-au efectuat cu ajutorul instrumentelor topografice la mina Nagornaia (bazinul Kizelvsk) în decursul extragerii cărbunelui dintr-un strat cu înclinare mare, folosind ferestrăul cu funie fără prezența oamenilor la frontul de lucru. Lățimea fișiei ascendente a fost de 5,5—6 m, iar înălțimea subetajului de 25 m. Rocile laterale au fost stabile de aceea nu au fost lăsați palieri spre partea spațiului extras. În galeria superioară s-a fixat stîlpul indicator, care arăta apropierea între coperiș și culcuș în momentele șocurilor din coperiș. Șocurile începeau la extragerea fișiilor de dimensiune pe înclinare de 13—15 m, iar frecvența lor maximă a avut loc în cazul extragerii fișiei de 2,5—3,5 m.

Vitezele de apropiere a coperișului și culcușului, în cazul vitezei de înaintare a frontului de 18,6 m/h, a fost de 0,9 mm/h, iar în cazul vitezei de înaintare de 3—4 m/h, apropierea a scăzut pînă la 0,08—0,09 mm/h.

În legătură cu aceasta se recomandă ca în cazul extragerii părții superioare a fișiei de lățime pe înclinare de 6,5—8 ,5 m să se reducă viteza de extragere pînă la minimum posibil.

Kolomin, R. G. **Experiența exploatării stratelor apropiate de la mina Berezovskaia — 1 Trustul Kemerovougol.** Ugol, nr. 4, p. 43.

Două strate apropiate de cărbune cu o zonă de intercalație între ele de steril de circa 18—20 m (strate cu înclinare mică și mijlocie cu grosime de 0,9—1,8 m) se exploatează prin metoda cu stîlpi lungi direcționali cu surpare completă.

Extragerea cărbunelui se face cu combina.

Lucrările de abataj se execută prin decalarea (distanțarea) înaintării frontului de lucru din stratul superior.

Se expune părerea că în condițiile minei, pentru excluderea influenței reciproce a lucrărilor de abataj din stratele apropiate, distanța optimă pentru securitatea muncii în planul orizontal între fronturile de lucru trebuie să fie egală cu 50—60 m. Observațiile efectuate au arătat că lăsarea pilierilor în stratul superior, în cazul grosimii zonei de intercalație de 20 m, se răsfrînge în mod nefavorabil asupra lucrărilor de abataj din stratul inferior. Pentru asigurarea planelor înclinate contra influenței lucrărilor de subminare și de supraexploatare, este necesar să se lase pilierii pe lîngă planele înclinate din stratele superioare și inferioare. Axele planelor trebuie să fie amplasate în același plan. Se remarcă o influență importantă reciprocă a exploatării stratelor apropiate cu unghiuri de înclinare de 10—25° în cazul grosimii zonei de intercalație de 18—22 m și pentru adîncimea de exploatare pînă la 180 m.

Recin, V. D. și Smirnova, S. A. **Factorii de diferențiere a mărimilor cotelor de amortizare la minele Donbas.** Ugol, nr. 4, 1965, p. 58—62.

Introducerea în anul 1963 a noilor norme pentru cotele de amortizare și, o dată cu aceasta, creșterea ponderei amortizării în prețul de cost (de exemplu la minele Kuzbas de la 6,8% în medie în anul 1962 pînă la 14,6% în anul 1963), permite să se determine mai just influența factorilor separați asupra mărimii amortizării.

Cel mai important factor care are o influență asupra mărimii cotelor de amortizare, este timpul de exploatare (durata minei), precum și mărimea fondurilor de investiții, structura fondurilor de bază și a acelei părți din prețul de cost care rămîne după ce se scade amortizarea. Dintre factorii geologico-minieri care au o influență importantă asupra mărimii amortizării este adîncimea de exploatare. O măsură cantitativă a dependenței între mărimea amortizării și factorii enumerați trebuie să se precizeze în viitor prin analiza detaliată a structurii fondurilor de bază, studiul influenței altor factori și prin precizarea normelor însăși de amortizare.

* * * **Cea mai mare împușcare în mineritul metalifer în subteran.** Mining Engineering, 17, nr. 4, apr., 1965, p. 43—44.

La mina Frood Stabie din Ontaria s-a obținut printr-o împușcare în masă în subteran o cantitate de 3,75 milioane tone minereu și 15 milioane tone steril.

Un bloc minereu, cu o secțiune orizontală de 90 × 48 m și o adîncime de 225 m, a fost împușcat folosind o cantitate de 464 tone exploziv.

Dettmer, P. B. **Tendințe în proiectarea marilor mori cu bile.** Mining Engineering, 17, nr. 4, apr., 1965, p. 57—63.

Făcînd o trecere în revistă a progreselor și practicii folosirii celor mai mari mori cu bile din lume, autorul discută motivele care justifică această tendință. Se evaluează și se compară avantajele și neajunsurile marilor mori cu bile, cu puteri pînă la 4 400 CP, dînd exemple din industria cimentului. Autorul apreciază posibilitățile de folosire a marilor mori și descrie fluxul tehnologic al preparării unui minereu de fier în care măcinarea se efectuează într-o moară de 2 000 CP și trei mori de cîte 4 400 CP fiecare.

Ennis, R. E. **Bandă-pod pentru telescoparea benzilor transportoare.** Mining Engineering, 17, nr. 4, apr., 1965, p. 68—71.

Podul-blandă mobil prezentat constă din trei sau mai multe cărucioare-bandă și un cărucior de descărcare care pot realiza o legătură elastică și telescopică între un punct fix de descărcare și un front mobil, dotat cu o cabină de săpare și care asigură funcționarea continuă a instalației.

O astfel de instalație a permis realizarea dintr-un abataj cameră la o mină de cărbuni a unei producții de 588—882 tone/schimb în timp ce folosirea vagonetelor auto nu permitea decît 460—690 tone/schimb. În timp ce costul transportului cu vagoanete auto revine la 5 — 13 cenți/tonă, folosirea podului-bandă asigură un cost de maximum 2 cenți/tonă.

Orr, D. H. şi Berra, F. G. **Controlul transportului în carieră cu un singur om.** Mining Engineering, 17, nr. 4, apr., 1965, p. 75 — 79.

Autorii descriu sistemul de comandă prin radio care se realizează la o carieră cu o producţie zilnică de 50 mii tone minereu şi 93 mii tone steril. În exploatare se găsesc 18 trepte de cîte 15 m înălţime, cu o lungime a traseului de transport pe cale ferată de 90 mile. Prin sistemul de comunicaţie prin radio fiecare mecanic de locomotivă poate transmite şi primi 17 comenzi tip, un singur om putînd comanda manevra a 20 trenuri simultan şi fără nici un fel de interferenţă.

* * * **Un nou sistem de încărcare la săparea puţurilor.** Engineering and Mining Journal, 166, nr. 4, apr., 1965, p. 57.

În S.U.A. se livrează o instalaţie complexă compusă din platformă de săpare, colivie pentru personal, platformă de lucru, încărcător pneumatic Cryderman şi schip de siguranţă pentru evacuarea rocii. Prima instalaţie de acest tip a fost folosită cu succes la săparea unui puţ cu diametrul de 3,9 m şi o adîncime de 180 m la mina American River.

Platforma de săpare de la gura puţului este dotată cu trei trolii şi un chepeng cu uşi manevrate pneumatic, fiind confecţionată pentru orice secţiune de săpare şi orice adîncime de puţ. Cele trei trolii sînt cuplate la platforma monoetajată de lucru cu cabluri din care două servesc drept ghidaje pentru colivia de personal şi schip. Cel de-al treilea cablu serveşte la suspendarea încărcătorului Cryderman. Cînd încărcătorul este fixat de platforma de lucru, împreună cu aceasta se poate deplasa în lungul puţului cu ajutorul troliilor montate la suprafaţă. Platforma de lucru se poate fixa în puţ cu ajutorul a patru împingătoare.

Mecanicul încărcătorului ajunge la acesta printr-un mic chepeng prevăzut în platforma de lucru. În cabina de lucru a încărcătorului mecanicul comandă încărcarea mecanică a rocii în schip. Un al doilea muncitor, plasat pe platforma de lucru, este semnalizat pentru extracţia schipului. În decurs de 60—90 minute se pot încărca 17 — 20 schipuri cu o capacitate de 1,4 m^3.

* * * **Detectarea mercurului din minereu.** Engineering and Mining Journal, 177, nr. 4, apr., 1965, p. 59.

Pentru detectarea mercurului din minereu se foloseşte o lampă minerală cu raze ultraviolete. În timpul verificării, piesa fluorescentă verticală vine în contact cu vaporii produşi de încălzirea unei probe de minereu plasată între piesa fluorescentă şi lampa cu raze ultraviolete. Dacă în probe există urme de mercur, pe placa fluorescentă apare o urmă de culoare închisă.

* * * **Unitate mobilă de răcire a locurilor de muncă din subteran.** Engineering and Mining Journal, 166, nr. 4, apr., 1965, p. 92.

La mina Homestake, la adîncimea de exploatare cuprinsă între 1 500 şi 2 000 m temperatura rocii variază între 61 şi 88°. Pînă la îmbunătăţirea aerajului minei prin săparea unui nou puţ, la această mină s-a practicat răcirea locurilor de muncă cu ajutorul unor refrigeratoare montate pe trenuri cu roţi. Instalaţia are dimensiunea unui vagonet de mină, şi dispune de un ventilator de 162 m^3/min aer cu neopren, asigurînd condiţionarea aerului pe o rază de 30—300 m putînd dezvolta o presiune statică de 270 mm.

* * * **Reducera pericolului de silicoză în minele din Suedia.** Engineering and Mining Journal, 166, nr. 4, apr., 1965, p. 98—99.

La mina Laisvall se exploatează un minereu cu un conţinut de silice minerală de 90%. Pentru combaterea silicozei se practică două tehnologii de bază: umezirea prafului în momentul formării şi diluţia cu aer a atmosferei prăfuite. Anual se efectuează 5 000 — 10 000 determinări ale concentraţiei de praf. Dr. Nerviit a ajuns la concluzia că silicoza apare mai frecvent la o durată medie de expunere a muncitorului în atmosfera cu praf. Frecvenţa silicozei creşte iniţial o dată cu creşterea duratei de expunere, reducîndu-se la durate mai mari şi dispărînd complet la minerii care au lucrat cel mai mult timp în subteran. Nerviit a emis ipoteza că capacitatea de autocurăţire a plămînilor este foarte mare, reducîndu-se o dată cu apariţia u nor modificări în sistemul limfatic pulmonar. La minele Societăţii Boliden minerii cu afecţiuni pulmonare minime sînt plasaţi în locuri de muncă lipsite complet de praf, considerîndu-se că această izolare este la fel de importantă ca şi controlul rigid al prăfuirii. Aplicînd acest principiu, din anul 1948 pînă în prezent, la mina Laisvall din 600 mineri care au lucrat pînă în prezent, unul singur a contractat silicoza.

* * * **Instalaţii de extracţie şi mecanizare a rampelor.** Colliery Engineering, **42**, nr. 495, mai, 1965, p. 183—189.

Se descrie instalaţia de extracţie cu schip de la puţul Marienau al minei de cărbuni Lorraine, precum şi modul de mecanizare a rampelor puţului. Puţul, cu un diametru de circa 7 m, este prevăzut cu o instalaţie de extracţie multicablu cu diametrul de 5 m, deservind extracţia pînă la o adîncime de 900. Instalaţia efectuează 28 extracţii pe oră, ceea ce este echivalent cu 56 vagonete. Descărcarea sau încărcarea schipului durează 19 minute.

Rampa este prevăzută cu poduri transbordoare, ocupînd o suprafaţă minimă şi asigurînd manevra vagonetelor în decurs de 20 secunde. În acelaşi puţ se efectuează şi extracţia de personal cu o colivie cu trei etaje care transportă cîte 50 persoane pe etaj.

* * * **Explozorul ME—12.** Colliery Engineering, **42**, nr. 495, mai, 1965, p. 212.

Explozorul ME—12, fabricat de Marston Excelsior Limited, este destinat folosirii la lucrările de împuşcare în minele grizutoase de cărbuni, putînd amorsa 12 încărcături, cu amorse cu întîrziere.

Folosirea circuitelor imprimate, a semiconductorilor şi a materialului plastic întărit, a permis realizarea unui gabarit de 140 × 100 × 100 mm şi a unei greutăţi de circa 3 kg. Acţionarea se efectuează cu ajutorul unei baterii şanjabile de 6 volţi cu o durată de folosire la împuşcare timp de 3 luni. Un bec luminos indică continuitatea circuitului şi concordanţa rezistenţei acestuia cu capacitatea explozorului.

Singhal, R. K. **Progrese recente în exploatările la zi.** Mining Magasine, **112**, nr. 5, mai, 1965, p. 292—301.

În S.U.A. circa 90% din producţia anuală de metale şi 35% din producţia anuală de cărbuni se exploatează la zi, însumînd extracţia a circa 1,5 miliarde tone minereu, cărbune şi steril anual.

Calculul volumului, stabilirea înălţimii treptelor, alegerea utilajului şi depozitarea sterilului ca şi alcătuirea hărţilor de rezerve pe baza forajelor de explorare se efectuează cu ajutorul calculatoarelor electronice. Pentru planificarea producţiei, dezvoltarea carierelor studiul apelor şi a volumelor se practică fotogrametria.

Pînă în urmă cu cinci ani forarea se efectua rotativ, o gaură de 30 m şi diametrele de 250—300 mm realizîndu-se în decurs de 7 ore. De curînd se folosesc sondeze roto-percutante, care realizează viteze de 3—3,6 m/oră în calcar şi 0,9 m/oră în granit, la un diametru de 12—48 mm. Pentru diametre mai mari se folosesc sondeze cu percutor înecat, iar mai recent s-a realizat forajul cu aburi supraîncălziţi şi azot lichid, care poate realiza, la un diametru de 450 mm în roci de tărie medie, o viteză de forare de 10 m/oră.

Suspensiile explozive de azotat de amoniu şi pulbere de aluminiu au înlocuit în rocile tari amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină, conducînd la economii apreciabile.

Încărcarea se efectuează cu excavatoare cu cupă de 10—11 m^3 capacitate în cazul minereurilor sau 70—120 m^3 în cazul cărbunilor. Cu astfel de excavatoare se pot extrage zilnic 15 000 tone cărbune. Cel mai mare excavator are cupe de 200 m^3 şi cîntăreşte 13 000 tone.

La lucrările de dezvelire se folosesc dragline cu cupă pînă la 80 m^3 capacitate. Transportul se efectuează, în general, cu autocamioane cu capacităţi de 90—120 tone şi care, după 35—45 mii de mile, nu prezintă defecţiuni importante. Acţionarea acestor autocamioane se face cu grupuri diesel-electrice de 700—1 000 CP.

Exploatările la zi au în preocuparea lor şi redarea în circuit a suprafeţelor exploatate prin amenajarea de păduri, păşuni, locuri şi puncte turistice.

Winterhager, H., Samans, R. şi Kammel, R. **Analiza prin fluorescenţă în raze x a minereurilor şi subproduselor.** Erzmetall, **18**, nr. 5, mai, 1965, p. 231—238.

Articolul oferă o privire de ansamblu asupra încercărilor efectuate în scopul determinării cantitative a elementelor principale din minereuri şi subprodusele preparării şi metalurgiei prin analiza cu fluorescenţă în raze x. Proba de analizat este pulverizată într-un concasor şi presată în amestec cu celuloză sub formă de tablete.

Interpretarea grafică ca şi cea cu ajutorul statisticii au dovedit că analiza compuşilor principali de amestecuri oxidate, zgure silicioase, minereuri de crom, concentrate şi aglomerate de zinc se pot efectua cu suficientă exactitate.

Frank, L. **Flotaţia colectiv-selectivă şi aplicarea ei la minereurile de sulfuri.** Erzmetall, **18**, nr. 5, mai, 1965, p. 223—230.

Autorul analizează avantajele flotaţiei colectiv-selective prin care se obţine mai întîi un concentrat de diferite minerale, care este apoi separat în componenţii săi, pentru cazurile tratării unor minereuri de plumb-cupru, cupru-molibden şi plumb-zinc.

După separarea selectivă a diferitelor concentrate, în special în cazul concentratelor de plumb-zinc, trebuie practicată desorbţia colectorului. Autorul insistă asupra diferitelor procedee de sorbţie : prin spălare, abraziune mecanică, supramăcinare cu ajutorul căldurii, pe cale electrică, cu ajutorul ultrasunetelor şi cu hidroxilion.

Anders, G. **Introducerea maşinii de încărcat T2—G la o mină metaliferă din Canada.** Erzmetall, **18**, nr. 5, mai, 1965, p. 219—223.

În cadrul metodei de exploatare cu camere cu înmagazinare se compară eficenţa economică a transportului cu screper cu transportul cu maşina T2 GH. Lăţimea camerelor este de 18 m, iar lungimea lor este cuprinsă între 24 şi 60 m şi înălţimi de 80 m cu 4 galerii de subetaj.

În cazul transportului cu screper pe galeriile de subetaj, folosind instalaţii cu putere de 30 CP şi lăţime de 1,2 m, se realizează la săparea galeriilor de subetaj o productivitate de 32 tone pe instalaţie şi schimb şi de 18,4 tone pe post, iar preţul de cost al săpării este de 76—80,4 DM/m.

În cazul folosirii maşinii T2G—H cheltuielile de săpare s-au redus la 60 DM/m, cu o productivitate a muncii de 70 tone pe post.

Hoffmann, E. şi Michalowski, B. **Noi maşini de zeţaj de mare capacitate.** Gluckauf, **101**, nr. 11, 26 mai 1965, p. 637—643.

Autorii prezintă noul tip de maşini gemene de zeţaj, plasate de o parte şi de alta a unei camere de aeraţie comună. De asemenea se arată caracteristicile maşinilor de zeţaj cu alimentarea de aer pe la partea inferioară, de tipul japonez Tacub, şi maşinile de zeţaj tip Betrac, destinate prelucrării unor capacităţi importante.

Melsheimer, F. **Concasoare pentru sfărîmarea cărbunelui în galerii de preabataj.** Gluckauf, **101**, nr. 11, mai, 1965, p. 643—653.

Sfărîmarea blocurilor de cărbune obţinute în abataj, chiar în timpul deplasării lor în lungul transportoarelor cu raclete din galeriile de preabataj, capătă o extindere largă în Ruhr.

Firma Brieden construieşte două astfel de concasoare (tipurile UWB—300 şi UWB—600) cu capacităţi de 300 şi 600 tone pe oră şi orificii de alimentare de 600 × 900 mm şi 600 × 1100 mm acţionate de motoare de 28 şi 40 kW. Aceste concasoare sînt de tipul cu ciocane.

Firma Krupp şi firma Beien construiesc concasoare cu un singur valţ dinţat de sfărîmare. Firma Wedag construieşte concasoare cu două valţuri verticale în 4 tipuri cu capacităţi cuprinse între 100 şi 600 tone pe oră şi puteri de 20—35 CP, iar firmele Westfalia şi altele construiesc concasoare cu fălci în acelaşi scop. Practica folosirii acestei tehnologii a dovedit posibilitatea reducerii preţului de cost al cărbunelui extras cu 0,18 DM/t.

Hardt, L. **Experimentarea unui aparataj cu izotopi radioactivi pentru determinarea continuă şi rapidă a conţinutului de cenuşă din cărbunii coesificabili.** Gluckauf, **101**, nr. 11, mai 1965, p. 653—660.

Autorul prezintă principiile constructive şi de funcţionare a aparatului şi experimentările la care a fost supus ca şi rezultatele obţinute. Ca izotopi radioactivi se propune folosirea taliului 170 sau americiului 241. Costul unei instalaţi complete este de circa 20 000 DM.

Hornig, S. **Aparataj pentru măsurarea continuă a umidităţii cărbunelui.** Gluckauf, **101**, nr. 11, mai 1965, p. 660—666.

Măsurarea umidităţii se efectuează cu ajutorul unui aparataj ce funcţionează cu înaltă frecvenţă, montat sub o bandă de cauciuc pe care se transportă cărbunele. Înregistrarea umidităţii cărbunelui se efectuează la intervale de 20 secunde.

Costul unei instalaţii prevăzute cu semnalizare automată se ridică la 16 000 DM, iar cheltuielile de exploatare, inclusiv amortizare, se cifrează la 5,5 DM/zi. Instalaţia este realizată de firma Brabender Messtechnik din Duisburg.

Schneider, W. **Folosirea maselor plastice în domeniul preparării cărbunelui.** Gluckauf, **101**, nr. 11, mai 1965, p. 666—670.

Autorul prezintă noile tipuri de conducte, coturi şi racorduri, descriind o metodă nouă de rebosare cu ajutorul aceluiaşi material din care este confecţionată şi conducta.

Tot din mase plastice se confecţionează infrastructura benzilor transportoare şi a rolelor portante, iar cu foi de P.V.C. se căptuşesc rigolele, jgheaburile şi recipienţii, în aceste cazuri putîndu-se practica şi o reîncărcare cu masă plastică sub formă lichidă.

* * * **Explozie nucleară în scopuri miniere.** Mining Journal, **264**, nr. 6769, mai, 1965, p. 373.

Pentru realizarea unui port de livrare a minereului de fier exploatat într-o carieră din vestul Australiei, specialiştii australieni au analizat împreună cu specialiştii americani modul în care s-a realizat experienţa denumită — Operaţia Plowshore — din Nevada.

* * * **Producerea acidului fosforic direct din minereu.** Mining Journal, **264**, nr. 6771, mai, 1965, p. 421.

În S.U.A. a fost elaborată o tehnologie de producere directă a acidului fosforic cu un conţinut de 50—55% Pr_2O_5. Tehnologia prevede punerea în reacţie a minereului de fosfaţi cu acid sulfuric spălat în contracurent cu apă caldă. Procedeul prezintă avantajul înlocuirii filtrelor cu o unitate simplă de spălare, eliminarea măcinării fine şi permite efectuarea unui control tehnologic simplu.

* * * **Una din cele mai mari benzi transportoare.** Canadian Mining Journal, **86**, nr. 5, mai 1965, p. 77—79.

Banda transportoare, cu o capacitate de 12 000 tone pe oră, are o viteză de 5,5 m/s, lungimea de 4,5 km şi lăţimea de 1 650 mm, fiind de tipul cu textură întărită cu oţel. Infrastructura este realizată din tronsoane de cîte 6 m lungime fixate pe traverse de lemn care stau pe teren. Tensiunea în bandă este de circa 550 kg/cm lăţime de bandă. Banda fabricată în tronsoane de 345 m şi cîntărind fiecare cîte 23 tone a fost vulcanizată pe teren printr-un nou procedeu. Întregul transportor este acţionat de 4 motoare de cîte 850 CP fiecare, care sînt pornite şi oprite în cascadă. Acţionarea permite controlul automat al vitezei, admiţînd reducerea vitezei benzii cu 85% şi mărirea ei cu maximum 20%.

* * * **Noi utilaje în minele din Franţa.** Canadian Mining Journal, **68**, nr. 5, mai, 1965, p. 87.

Combina Dressamatic taie cărbuni în strate cu înclinări de peste 60° şi grosimi de 2,5—4,0 m. Cîntărind 11 tone, avînd o

lungime de 5,5 m și o lățime de 1,5 m, ea poate tăia cu tamburul reglabil pe o înălțime de 3,5 m, fiind acționată de un motor de 100 kW.

Combina 60 GE, destinată acelorași condiții de zăcămînt, poate realiza 200 tone pe schimb, deplasîndu-se cu o viteză de 1,05 m/min. Cîntărind 12 tone combina are o lungime de 5 m, lățime de 1,25 m și înălțime de 2,1 m.

Progrese în industria minieră metaliferă. Canadian Mining Journal, **86**, nr. 5, mai 1965, p. 88—89.

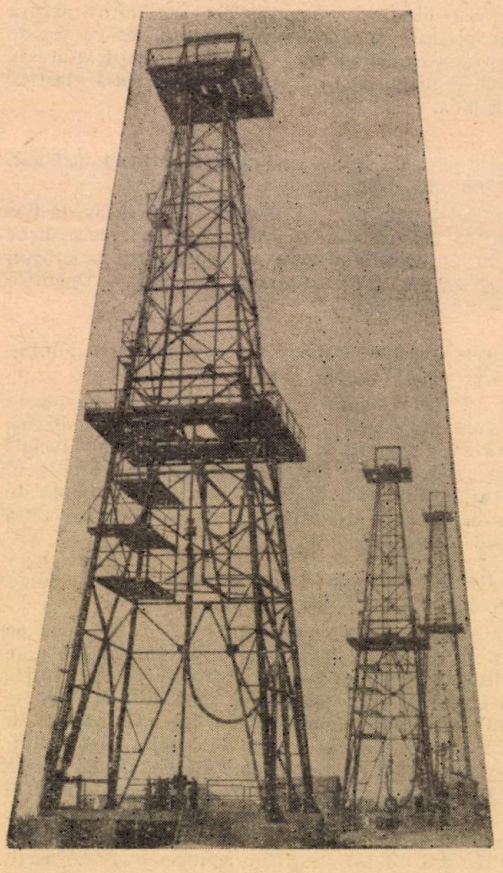
La exploatarea prin rambleiere a unui zăcămînt cu înclinarea de 35—90 m și grosime de circa 45 m este generalizată susținerea ancorată și împușcarea cu amestec exploziv de azotat de amoniu și motorină. Găurile se forează cu diametrul de 32 mm și lungimi de 1,8—3,6 m. Un muncitor, conducînd două perforatoare, forează 135—240 m gaură/schimb. De obicei se împușcă 100—300 găuri, obținîndu-se 900—1700 tone minereu cu un consum de 0,28—0,22 kg amestec exploziv/tonă.

La săparea galeriilor cu secțiuna de 2,4 × 2,1 m, folosirea mașinilor de încărcat cu siloz basculant pe pneuri a permis reducerea cheltuielilor de săpare cu peste 6 dolari/m.

* * * **Minele metalifere din Suedia**: Malmberget Canadian Mining Journal, **86**, nr. 5, mai 1965, p. 92—95.

Malmberget se găsește la 65 mile SE de calea ferată dintre Lulea și Narwik. Zăcămîntul cuprinde 450 milioane tone minereu de magnetită și hematită cu 62—65% Fe din care 150 milioane au fost exploatate pînă în prezent, urmînd ca în 1965 să se realizeze 5,4 milioane tone.

Minereul apare sub formă de lentile cu grosimi de 99 m și înclinări de 30—90° plasate în gneisuri și leptite sienitice. Inițial minereul a fost exploatat în exploatări la zi pe o adîncime de 9—20 m, după care s-a trecut la exploatarea în subteran prin patru metode : metoda cu camere transversale de 50 m înălțime și 5 m lățime (25% din producție în 1964), exploatate prin trepte răsturnate, iar pilierii de cîte 5 m dintre camere exploatați cu găuri lungi în evantai ; metoda cu galerii de subetaj, în etaje de 50 m înălțime cu un singur subetaj, din care se forează găuri în evantai complet (26% din producția 1964) ; metoda cu prăbușire în etaj (8% din producție în 1964) și cea cu prăbușire în subetaje de 10 m și evantaie ascendete (41% din producție în 1964). În ultima metodă forarea găurilor se face cu agregate Simba. În fiecare evantai se forează 6 găuri cu lungimi de 10—20 m, ce se încarcă cu amestec exploziv de azotat de amoniu și motorină



SALINA OCNA MUREȘ

REGIUNEA CLUJ

Produce :

- **Sare în soluție N. I. 167/65**
- **Sare industrială tip V STAS 2906/51**
  Pentru industria chimică a sodei
- **Sare măcinată** STAS 1465/58
- **Sare măcinată iodată** STAS 1465/58
  Pentru industria alimentară
- **Bentonită brută pentru filtrarea uleiurilor minerale STAS 2412/1957**
  Pentru industria petrolului
- **Nisip cuarțos de Făgetul Ierii spălat și clasat N. I. Nr. 144/1965**

Pentru: Industria sticlei;
Industria materialelor de construcții (carbură de siliciu);
Industria chimică a silicaților;
Industria electroceramicii fine.

43 413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI Nr. 10 OCTOMBRIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Технико-экономические показатели на предприятиях Министерства горной промышленности в период шестилетнего плана и в перспективе.

Попеску Ф. Г., Чилаг А., Сас А. и Аноайка М. *Мероприятия по борьбе с пылью на рудниках бассейна Бая Маре и их эффективность.*

Статья содержит основные выводы исследований, проведенных в последнее время для установления степени запыленности на рудниках горнорудного бассейна Бая Маре.

Дику А., Томуш И., Кокулеску Гр. и Бэлтэреку Р. *Проветривание румынских соляных копей.*

Рассматривается вопрос проветривания на отдельных предприятиях по добыче соли в стране и возможности его улучшения. Производятся расчеты количества необходимого воздуха, давления, сопротивления движению и т.д.

Микеш Г. и Кокулеску Гр. *Определение оптимального диаметра вентиляционных труб частичного проветривания.*

Даётся формула для определения оптимального диаметра вентиляционных труб частичного проветривания и способ составления номограммы для практических расчётов.

ЗАМЕТКИ

Лунгу И. *Автоматизация предохранительных полков при проходке шахтных стволов.*

Экономика некоторых редких элементов в капиталистическом мире.

Процесс скалывания угля и принципы определения формы рабочего органа.

ИНФОРМАЦИИ

Проблема добычи и механизации в докладах IV-го международного горного конгресса, Лондон, июль, 1965 г.

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

* * * *Technisch-ökonomische Kennziffern der dem Ministerium fur Bergbau, angehörenden Bergbautruste für die Zeitspannen des Sechsjahres-und Perspektivplanes.*

Popescu, F. G., Csillag, A., Szasz, A. und Anoaica A. *Massnahmen und deren Wirksamkeit bezüglich des in den Erzgruben des Bergrevieres von Baia Mare aufallenden Gesteinstaubes.*

Der Aufsatz umfasst die sich aus den in lezter Zeit bei den Erzgruben Baia Sprie, Cavnic, Valea Roşie, Ilba, Săsar und Suior unternommenen Untersuchungen ergebenden Schlussfolgerungen, bezüglich der Bestimmung der Staubstufen in diesen Gruben.

Dicu, Al., Tomuş, I., Coculescu, Gr. und Bălţăreţu. R. *Die Bewetterung der rumänischen Salzgruben.*

Es wird die in den verschiedenen Salzgruben des Landes bestehende Bewetterungsart und deren Verbesserungsmöglichkeiten untersucht. Gleichzeitig werden die erforderlichen Wettermengen und Depressionen, die Widerstände, äquivalente Grubenweiten u.s.w. rechnerisch ermittelt.

Micheş, Gh. und Coculescu, Gr. *Bestimmung des optimalen Durchmessers der Wetterlutten.*

Im Rahmen des Aufsatzes wird eine neue Formel für die Festsetzung des optimalen Durchmessers der Wetterlutten abgeleitet und ein Nomogramm als praktische Handhabe zwecks rascher Bestimmung des erforderlichen Durchmessers aufgestellt.

NOTIZEN

Lungu, I. *Automatisierung des Offnens und Schliessens der Durchgangsklappen der Sicherheitsbühnen beim Schachtableufen.*

* * * *Die Lage einiger seltenen Elemente in der kapitalistischen Welt.*

* * * *Das Kohlenhobelverfahren und die für die Formbestimmung seines Schneidwerkzeuges geltenden Grundsätze*

INFORMATIONEN

* * * *Probleme der Förderung und Mechanisierung beim IV. Internationalen Bergbaukongresses.*

DOCUMENTIERUNG

SOMMAIRE

* * * *Les indices tehnico-économiques durant le plan sexennal et le plan de longue durée dans certaines entreprises dépendant du Ministère des Mines.*

Popescu, F. G., Csillag, A., Szasz, A. et Anoaica, I. *Mesures prises pour combattre les poussières dans les mines du bassin de Baia Mare et leur efficacité.*

On expose les principales conclusions des recherches entreprises dernièrement pour déterminer le degré d'empoussierage dans les mines de Baia Sprie, Cavnic, Valea Roşie, Ilba, Săsar et Suior.

Dicu, Al., Tomuş, I., Coculescu, Gr. et Băltăreţu, R. *L'aérage des salines en Roumanie.*

Les auteurs présentent une analyse du mode de réalisation de l'aérage dans les salines du pays et des possibilités d'amélioration de celui-ci. Sont indiqués également différents calculs se rapportant aux débits d'air, à l'orifice équivalent, au degré de confort etc.

Micheş, Gh. et Coculescu, Gr. *La détermination du diamètre optimal des buses d'aérage secondaire.*

L'article contient la déduction d'une nouvelle relation pour le calcul du diamètre optimal des buses d'aérage secondaire, ainsi que l'elaboration d'un nomogramme servant à déterminer les diamètres usuels dans la pratique.

NOTES

Lungu, I. *L'automatisation de l'ouverture et de la fermeture des barrières de sécurité aux travaux de fonçage des puits.*

* * * *La situation de certains éléments rares dans le monde capitaliste.*

* * * *Le procédé d'abatage du charbon au rabot et les principes déterminatifs de la forme des taillants.*

INFORMATIONS

* * * *Problèmes d'exploitation et de mécanisation au IV-ème Congrès international des mines.*

COMPTES-RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

* * * *Tehnico-economical indexes in the six year plan and in the perspective plan for the mining units.*

Popescu. F. G., Csillag, A, Szasz, A. and Anoaica, I. *Fighting dust at the mines in the Baia Mare metal mining district and results obtained*

The paper presents the main conclusions reached as rezult of research carried out to determine the content of dust in mine-air and measures proposed for fighting dust-production.

Dicu, Al., Tomuş, I., Coculescu, Gr. and Băltăreţu, R. *Ventilation of the salt mines in the Roumanian Socialist Republic.*

The paper presents an analysis of the ventilation of various salt mines in the country as well as means to improve it on the basis of calculated air-current parameters.

Micheş, Gh. and Coculescu, Gr. *Determination of the optimum diameter of duct-pipes for auxiliary ventilation.*

A formula is given for the determination of the optimum diameter of duct-pipes and also a nomograph for practical determination of the necessary diameter in given conditions

NOTES

Lungu, I. *Automation of the opening and closing of safety timber-pentices at shaft sinking.*

* * * *Rare metals in capitalist countries.*

* * * *Cutting coal by ploughs and means to determine the proper shape of the cutting picks.*

INFORMATION

* * * *Problems of exploitation and mechanization at the IV-th International Mining Congress.*

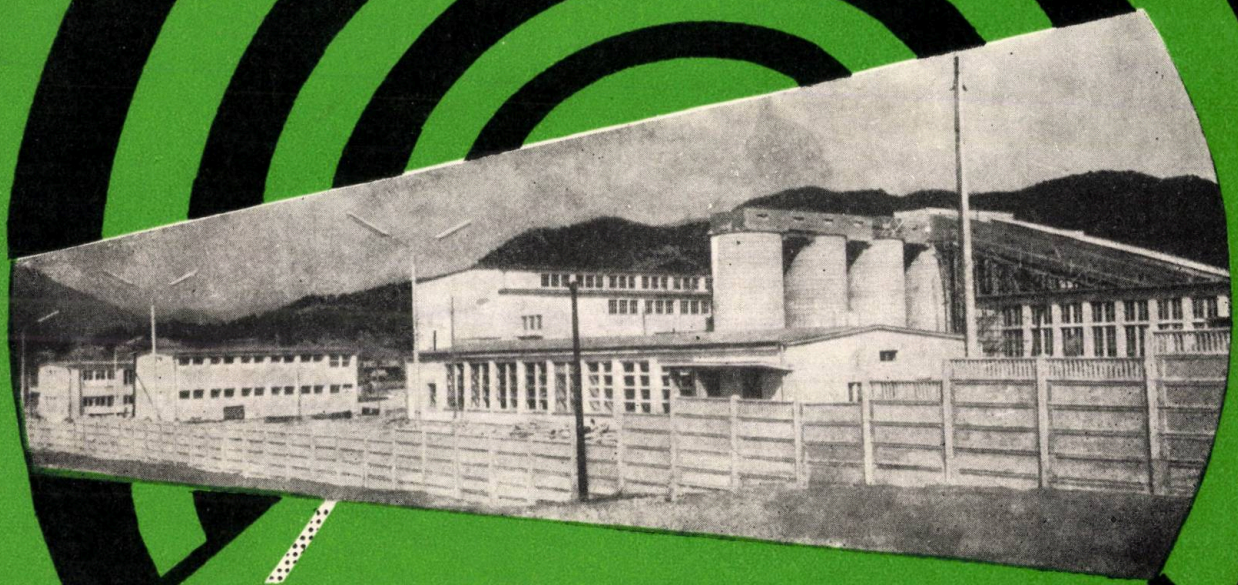
REVIEWS

DOCUMENTARY

Noul turn
de extracţie
Exploatarea Minieră Lonea

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

TRUSTUL MINIER BAIA MARE



Trustul minier

BAIA MARE

E 1433

REVISTA MINELOR

11

NOIEMBRIE

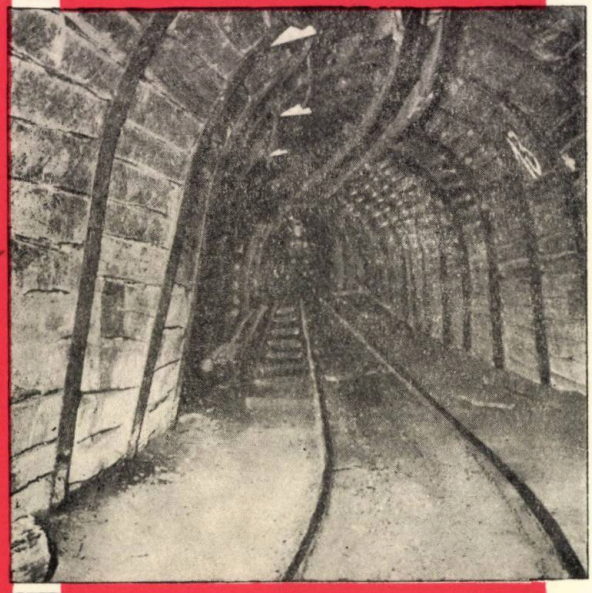
1965

BUCUREŞTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 445 — 496

Trustul minier MUNTENIA

FILIPEȘTI DE PĂDURE
Susținere cu prefabricate
din beton armat



FILIPEȘTI DE PĂDURE
Susținere metalică

TRUSTUL MINIER

Oltenia

E. M. Motru

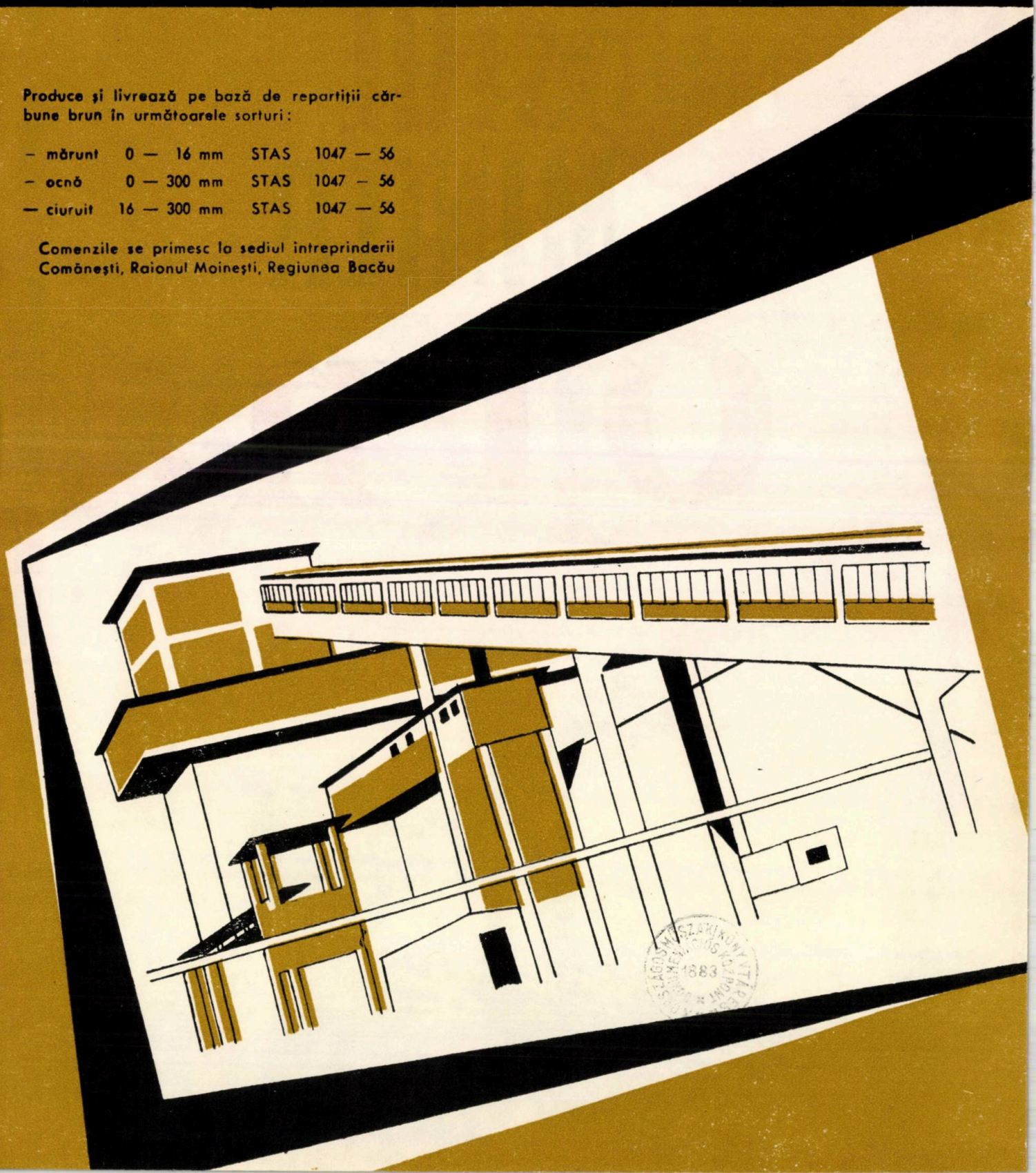
întreprinderea minieră

COMĂNEȘTI

Produce și livrează pe bază de repartiții cărbune brun în următoarele sorturi:

– mărunt	0 — 16 mm	STAS	1047 — 56
– ocnă	0 — 300 mm	STAS	1047 – 56
— ciuruit	16 — 300 mm	STAS	1047 — 56

Comenzile se primesc la sediul întreprinderii Comănești, Raionul Moinești, Regiunea Bacău



MŰSZAKI KÖNYVTÁR

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XVI Nr. 11 1965

CUPRINS

		Pag.
Socolescu, M. şi Catană V.	**Iviri de mineralizaţie în Munţii Făgăraş**	445—447
Borcoş, M.	**Metoda omogenizării fazelor în analiza mineralotermometrică pentru determinarea condiţiilor termodinamice de formare a zăcămintelor hidrotermale**	448—452
Lubenescu, D. şi Curpăn, C.	**Ancore din lemn presat pentru susţinerea lucrărilor miniere**	453—457
Luca Marius, Al. C.	**Consideraţii privind modul de calcul al normelor compuse de muncă în industria minieră**	457—467
Pătraşcu, M., Bitir, P. şi Coculescu, M.	**Instalaţie pentru cercetarea în laborator a mijloacelor individuale de protecţie contra prafului silicogen**	468—472
NOTE		
Constantinescu, I. şi Darabont, A.	**Dinamica instalaţiilor de extracţie cu roată motoare (Koepe) în regim tranzitoriu**	472—474
Costache, Gh.	**Unele metode de creştere a vitezei la forajul cu sondeze în formaţiuni cu pierderi de circulaţie**	474—476
Ciubucă, G.	**Inlocuirea vanelor din fontă şi oţel cu vane din cauciuc**	476—477
Marin, I., Ilie, M. şi Sturza, P.	**Evoluţia producţiei de aur pe plan mondial**	477—485
INFORMAŢII		
* * *	**Congresul internaţional minier (II)**	485—491
* * *	**Manifestări tehnico-ştiinţifice în sectorul minier**	492—493
DOCUMENTARE		

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BIRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. ing. HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei R.S.R.; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; conf. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPAŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

REVISTA MINELOR
ANUL XVI Nr. 11 NOIEMBRIE 1965

Geologie

Iviri de mineralizaţie în Munţii Făgăraş

M. SOCOLESCU şi VICTORIA CATANĂ

În Munţii Făgăraş pînă în prezent au fost cunoscute numai anumite iviri de mineralizaţii care nu au permis elaborarea unor ipoteze corespunzătoare asupra extinderii lor şi cu atît mai puţin conturarea unor perspective interesante. În iunie 1964, cu ocazia unor cercetări în sectoarele Arpaş şi Sebeş, am avut ocazia să colectăm o serie de date, în măsură să ridice probleme noi asupra metalogenezei acestei regiuni şi să arate posibilitatea găsirii unor substanţe minerale utile valorificabile, importante pentru baza industrială a ţării.

În zona de izvoare a văii Arpaşului, în partea de jos a circului glaciar principal, se găsesc micaşisturile cu caracter mesozonal, dirijate în general est-vest şi cu căderi de 70° către nord, peste care se dispun, concordant, calcare cristaline.

În dreptul unui torent de pantă mare, coborînd de pe flancul vestic al văii, şi deasupra unui con mare de dejecţie, în vecinătatea contactului calcarelor, micaşisturile trec la un facies mai puţin silicios, cu fenomene de diaftoreză, reprezentate printr-o cloritizare puternică şi o sericitizare, şi evidenţiate la suprafaţă printr-o coloraţie negricioasă însoţită de oxizi de fier.

În conul de dejecţie se remarcă blocuri cu mineralizaţie de pirotină, pirită, magnetită şi mineralizaţii polimetalice cu plumb, zinc şi cupru.

La circa 100 m depărtare de talvegul văii, pe versantul vestic, la marginea torentului, se găseşte o galerie veche şi cîteva şanţuri, executate pe un afloriment de mineralizaţie sulfuroasă.

Mineralizaţia are aspect filonian, concordantă cu şisturile cristaline şi este alcătuită din minereu compact, reprezentat în special prin pirită sau pirotină, care cimentează lentile mici de şisturi silicifiate şi în parte mineralizate.

Acest afloriment n-a putut fi urmărit pe distanţă mai mare din cauza accesului extrem de dificil şi a coperişului provenind din conul de dejecţie.

În vecinătatea lui, mai jos cu circa 50 m şi deplasat către nord cu circa 100 m, se găseşte un afloriment asemănător în care mineralizaţia este mai puţin dezvoltată.

La sud de aflorimentul principal se găseşte contactul şisturilor cu calcarele cristaline, contact care poate fi urmărit pe ambii versanţi ai văii Arpaşului, avînd o direcţie aproximativ est-vest şi cădere de circa 70° către sud.

Calcarele de deasupra acestui contact sînt puternic fisurate şi prezintă un grad avansat de dolomitizare. În ele se observă, adeseori, benzi de silicifiere şi cuiburi sau benzi subţiri de talc în formare, dispuse în jurul crăpăturilor.

Cercetarea atentă a eşantioanelor de calcare a scos în evidenţă prezenţa fenomenului de dolomitizare, formînd o aureolă exterioară, urmat de fenomene analoge pentru o aureolă interioară, cu formare de rodocrozit şi siderit şi în final cu depunerea piritei pe fisuri.

Aceasta dovedeşte o corelare a metamorfismului zonei inferioare a calcarului cristalin, cu metalogeneza de pe filonul amintit. Într-adevăr, în filon apar, pe alocuri, benzi sau plaje puternice de gangă, alcătuită din calcit, ankerit, siderit şi probabil rodocrozit.

Aceste fenomene conduc la considerarea unei zone de mineralizaţie hipogenă, dispusă în vecinătatea contactului dintre şisturi şi calcare.

Contactul prezintă probabil o dezvoltare mare, extinsă şi în adîncime, constituind zona de slabă rezistenţă pe care s-au manifestat agenţii metamorfici şi mineralizatori.

Agenţii metamorfici au avut o activitate destul de intensă, retrometamorfozînd şisturile pe o zonă mai lată de 100 m şi o zonă corespunzătoare din calcarele cristaline.

Metamorfismul din calcare reprezentat prin metasomatoza feromagneziană, urmată de metasomatoza manganiferă şi probabil la sfîrşit de metasomatoza potasică care pune în loc şi feldspaţii de neoformaţie, este acelaşi care produce şi metamorfismul hidrotermal al şisturilor cristaline, reprezentat prin cloritizare, argilitizare şi faza silicaţilor de potasiu, însoţită de faza de mineralizare.

Studiile microscopice stabilesc prezența a două tipuri de mineralizație metaliferă și anume :

a – mineralizație cu gangă carbonatică ;

b – mineralizație de impregnație în șisturile cristaline.

Două eșantioane din mineralizația de primul tip (tipul a), analizate microscopic, arată următoarea compoziție :

Eșantion nr. 1

Gangă carbonatică	*Minerale metalice*
55% carbonați	8–10% calcopirită
10% cuarț	3% blendă
15% feldspați potasici	2% pirotină
și plagioclazi	1% galenă

Eșantion nr. 2

Gangă carbonatică	*Minerale metalice*
20% carbonați	50% pirotină
10% cuarț	10% marcasită
3% feldspați potasici	1–2% calcopirită
2% muscovit	2–3% blendă

Mineralizația din șisturi (tipul b) este reprezentată prin impregnații și vinișoare de calcopirită, blendă și pirotină în șisturile diaftoritice, străbătute de filonașe și cuiburi de leucoxen în jurul cristalelor de ilmenit și porfiroblaste de feldspați potasici cu incluziuni de sericit.

Analiza microscopică a eșantioanelor din acest tip de mineralizație indică următoarea compoziție :

Minerale nemetalice		*Minerale metalice*	
Sericit, Muscovit	20%	Calcopirită	10%
Clorit	20%	Blendă	2%
Cuarț	20%	Pirotină	1%
Feldspați	10%	Marcasită	1%
Calcită	10%	Galenă	1%

Al doilea punct cercetat de noi se află situat aproape de Vîrful Nămaia, pe panta care coboară către nord-est la Poiana Mărului. Accesul mai potrivit se face din valea Sebeșului, de la capătul drumului forestier, urcînd versantul de nord-vest al masivului Nămaia și ocolind zona de vîrf prin partea de nord.

Rocile din regiune sînt reprezentate prin micașisturi cuarțitice și lentile de roci calcaroase, străbătute de filoane de pegmatite.

În general, terenul este acoperit de grohotișuri și sol, fiind lipsit de deschideri mari în care să se poată cerceta constituția și structura.

Lucrările miniere vechi au urmărit mineralizațiile de blendă și galenă, care par să cimenteze o brecie carbonatică, reprezentînd o intercalație în șisturile cristaline.

Întrucît lucrările sînt dispuse pe o zonă prăbușită și de alunecare, structura generală nu poate fi precizată.

Se pare că mineralizația este legată de o fractură în calcare cu direcție aproximativ est-vest, pe care se localizează în cuiburi lenticulare de brecie.

Eșantioanele din aceste roci carbonatice analizate microscopic, indică, în general, următoarele minerale :

Minerale nemetalice		*Minerale metalice*	
Calcită	20%	Blendă	20–25%
Siderită, Ankerită	40%	Galenă	5%
Cuarț	5%	Sulfosăruri de	
Muscovit	3%	argint	1%

Se remarcă conținutul mare în fier al acestor roci.

Concluzii

Pe baza observațiilor culese pe teren în Munții Făgăraș și a studiilor și analizelor efectuate, se pot trage următoarele concluzii.

1. În zona Arpașul Mare se găsește o mineralizație hidrotermală de pirită-pirotină cu calcopirită, pe alocuri însoțită de galenă și blendă ; posibil ca în anumite puncte să apară îmbogățiri în magnetită.

Paragenezele caracteristice în ordinea apariției sînt :

– pirită-calcopirită-pirotină ;
– blendă-galenă ;
– galenă-sulfosăruri de Ag semseyit.

Mineralizația este puțin omogenă, întîlnindu-se zone cu conținuturi pînă la 5% cupru, însă filonul luat pe o lățime de circa 1 m pare să aibă un conținut mediu cuprins între 1 și 2% cupru. Mineralele metalifere sînt reprezentate prin sulfuri, evaluate într-o primă aproximație de 30%.

Pirotina reprezintă cel puțin 10% și are tendințe de dezagregare și trecere la marcasită. Probabil acest fenoment să fie în legătură și cu formarea unor minerale secundare de cupru solubile, ceea ce ar putea introduce dificultăți la preparare.

Galena și blenda apar sporadic în aflorimentul amintit, totuși în minereul compact suma lor ar putea depăși 1%.

Mineralizația poate fi interesantă și pentru conținutul în argint semseyitul apărînd frecvent.

Ca produse secundare se poate aminti necesitatea cercetării cobaltului.

În ceea ce privește dezvoltarea acestor mineralizații, rocile din regiune apar compatibile cu zone de îmbogățire locală, colectorul fiind format prin fenomene de diaftoreză.

Avînd în vedere plasticitatea șisturilor, mineralizația pare să prezinte structuri lenticulare pe fracturi. Trebuie cercetat dacă nu apar și colectori mai friabili și mai puțin plastici.

Întrucît mineralizația este legată de fracturi majore și structuri mari, extinderea ei poate fi importantă.

Nu putem preciza dacă punctele descrise se găsesc într-o zonă centrală sau periferică de mineralizaţie.

Caracterul mineralizaţiei pare a fi de temperatură medie şi sub presiune ridicată.

2. Mineralizaţia de la Nămaia prezintă caracter plumbo-zincifer, depusă din soluţii concentrate şi distribuită în funcţie de desimea spaţiilor dintre elementele breciei.

Din eşantioanele colectate s-ar părea că brecia din calcare reprezintă cuiburi distribuite neregulat în legătură cu fracturarea, cuiburi care pot să aibă grosimi pînă la un metru şi extinderi pe direcţie de ordinul metrilor.

Mineralizaţia este mai bogată în zinc, conţinînd de 4—5 ori mai multă blendă decît galenă, iar suma metalelor ar varia între 3 şi 20%.

Conţinutul în pirită este slab, în schimb ganga carbonatică poate conţine 10—20% fier.

De asemenea blenda apare slab cobaltiferă şi minereul are caracter manganifer.

Fără a avea dovezi sigure, mineralizaţia de la Nămaia considerăm că face parte din aceeaşi provincie metalogenetică cu cea de la Poiana Mărului şi valea Arpaş, primele două reprezentînd o aureolă exterioară faţă de mineralizaţia constatată în valea Arpaş.

Extinderea acestei mineralizaţii poate fi precizată greu, avînd în vedere localizarea pe fracturi capricioase la contact cu calcare.

Privite în general, mineralizaţiile descrise aruncă o lumină nouă asupra metalogenezei din zona axială a Munţilor Făgăraş, dovedind posibilitatea existenţei unor zăcăminte hidrotermale tipice, în legătură cu o sursă axială ce se găseşte în această regiune.

Condiţiile de extindere a mineralizaţiilor sînt în oarecare măsură îndeplinite, însă formaţiunile reprezintă pînă în prezent colectori capricioşi, incompatibili cu o continuitate mare. S-ar putea ca în anumite centre, în cazul exceselor de mineralizatori, să apară concetrări importante de minereu.

În concluzie, problema mineralizaţiilor din Munţii Făgăraş este interesantă, însă necesită o cercetare geologică amănunţită a întregii regiuni, privind trăsăturile generale ale structurii, ale metamorfismului şi în special ale metamorfismului hidrotermal, asociat cu fenomene de diaftoreză extinsă.

Colectorul mineralizaţiilor arătate mai sus este constituit din formaţiuni, foarte probabil de vîrstă precambriană, metamorfozate regional chiar în precambrian, menţinîndu-se cu faciesuri asemănătoare în tot lungul Carpaţilor Meridionali. Aceste formaţiuni au suferit fenomene de diaftoreză şi de metamorfism local în legătură cu o orogeneză nouă pe care o considerăm să fie cea alpină, dat fiind faptul că metamorfismul este legat de elementele structurale tipice ale orogenezei.

În ceea ce priveşte sursa mineralizaţiei, avînd în vedere extinderea ei, poate fi considerată complexă în legătură cu agenţii hipervolatili, manifestaţi în legătură cu magmatismul infrastructural. O parte importantă s-ar lega de activitatea litomagmatică şi o parte piromagmatică. În acest fel se poate explica caracterul complex al distribuţiei. Accesul mineralizaţiilor este controlat de sistemul de fracturi majore, aceste fracturi fiind în legătură cu ridicarea Carpaţilor Meridionali. Fenomenele însoţitoare sînt complexe însă foarte evidente şi, avînd în vedere posibilitatea unor rezultate economice interesante, considerăm că merită să fie urmărite în detaliu.

Metoda omogenizării fazelor în analiza mineralotermometrică pentru determinarea condițiilor termodinamice de formare a zăcămintelor hidrotermale

M. BORCOȘ

Pentru cunoașterea amănunțită a zăcămintelor existente, în vederea clarificării problemelor de geneză și perspectivă, se apelează tot mai mult la datele de geotermometrie — furnizate prin metoda determinării temperaturii de omogenizare a fazei lichid-gaz din incluziunile lichide — care conduc la anumite generalizări cu valoare practică și științifică deosebit de interesante.

Programul prevăzut în scopul cercetării sistematice a condițiilor termodinamice de formare a zăcămintelor hidrotermale din provinciile metalogenetice neogene, ne-a determinat să începem această analiză revenind asupra unei regiuni studiate în acest sens în trecut de M. Savul și V. Pomîrleanu [5]. Studiul cristalelor și agregatelor de cuarț din filoanele localizate în diabazele din împrejurimile Niculițelului au servit astfel ca etalon în compararea datelor experimentale obținute și a ocazionat — prin aprofundarea acestei analize — lărgirea posibilităților de investigare și interpretare a metodei geotermometrice. Totodată acest studiu, ca și datele informative obținute din alte regiuni *, au dus la adoptarea unei metodologii specifice pe care am aplicat-o și extins-o în cercetările întreprinse.

Generalități

Zăcămintele hidrotermale prezintă un domeniu destul de larg de variație a temperaturilor în care se pot forma mineralele constituente. S-au apreciat domenii cu temperaturi de formare din dispoziția, textura și variația pe verticală sau orizontală a diferitelor parageneze de minerale metalice și de gangă. Alte metode de identificare a temperaturilor de formare se bazează pe determinarea temperaturii de topire, de disociație, de recristalizare, fenomene de inversiune, dezvoltarea unor soluții solide, schimbarea proprietăților fizice, relații dintre potențialul termoelectric și temperatura de formare a mineralelor conducătoare de electricitate etc.

Din practica metodei geotermometrice, bazată pe determinarea temperaturilor de omogenizare aplicată la unele zăcăminte hidrotermale la noi în țară, se observă că materialul care a servit în cercetările executate reprezintă, în cea mai mare măsură, cristale idiomorfe sau hipidiomorfe de cuarț transparent sau semitransparent. Cristalele de cuarț au fost colectate din geodele filoanelor sau din crustele pereților, acolo unde condițiile fizico-chimice au oferit posibilități optime de dezvoltare. În general acest cuarț reprezintă ultimul și același stadiu de depunere din soluția hidrotermală. În consecință, rezultatele obținute pe acest material nu pot defini decît temperaturile de formare a mineralelor din acest interval de depunere. Ar fi riscant să se generalizeze o concluzie din care s-ar deduce că celelalte momente de depunere în succesiunea de cristalizare, anterioare ultimului moment la care ne-am referit, ar avea totdeauna o temperatură mai ridicată, ce poate să crească pe măsură ce ne apropiem de peretele filonului. Se cunosc o serie de factori care susțin această afirmație, anomaliile fiind determinate de influențele mediului caloric ale rocilor gazdă, de o activitate pulsatorie a soluțiilor mineralizante, sau de condiții noi de temperatură și de presiune care ar putea să aparțină unor faze diferite de mineralizare etc. În asemenea situații, umplutura filoanelor poate fi atribuită la una sau mai multe faze de mineralizare, caz în care temperaturile de omogenizare, înregistrate pe cristale transparente colectate dintr-o serie de puncte pe grosimea filonului, prezintă valori esențial diferite. Deoarece nu totdeauna sîntem în măsură ca pe baza cercetărilor macroscopice și microscopice să determinăm cu prea multă precizie și să descifrăm dinamica depunerilor mineralelor într-un filon, în măsura în care există un material practic bun de cercetat geotermometric (cristale limpezi de cuarț, calcit, dolomit etc.) aceste aspecte pot fi cu multă ușurință și mult mai rapid explicate cunoscînd

* „Observații în legătură cu determinarea condițiilor termodinamice de formare a unor filoane și zăcăminte hidrotermale din regiunea Munților Metaliferi" și „Importanța în termometria geologică a incluziunilor lichide din cristalele de blendă" de M. Borcoș. (Lucrări sub tipar în edit. Acad. Republicii Socialiste România.

temperaturile de formare a mineralelor pe calea analizei geotermometrice bazate pe determinarea temperaturilor de omogenizare a celor două faze din incluziunile fluide primare. Anticipăm cu această ocazie că în afara cristalelor de cuarț asemenea cercetări se pot executa și pe cristale de calcit, dolomit, blendă transparentă, concrescute sau nu cu mineralele metalifere. Extinzînd în acest fel domeniul de investigație pînă în vecinătatea peretelui filonului, se obțin o serie de date suplimentare, deosebit de utile, care întregesc concluziile formulate în stadiul actual al cunoștințelor în acest domeniu.

Din cele cîteva considerații expuse, se poate deduce că în interpretarea datelor analizei geotermometrice, bazată pe determinarea temperaturii de omogenizare, trebuie să ținem seamă de fondul mineralogic al materialului cercetat sub toate aspectele descifrat în studiile calcografice, precum și de ceilalți factori geologici care au contribuit la desăvîrșirea formei actuale a corpului de minereu. De aceea, mineralizația dintr-un filon sau zăcămînt trebuie privită ca rezultatul unui proces mult mai complicat, în care condițiile fizico-chimice și termo-dinamice nu au evoluat în același sens. Modificările care au avut loc și care se abat de la legea evoluției normale se explică printr-o serie de procese în legătură cu succesiunea fenomenului de cristalizare, perioada acesteia, gradul de răcire a corpului de minereu, repetări în depunerea mineralizației în cadrul aceleiași veniri, sau în faze diferite, variația concentrației soluției în ioni metalici, fenomene deduse, unele din : evaluarea ordinului de amplitudine a energiilor libere de formare, cantitatea de căldură degajată la formarea unor combinații, sau din raportul dintre aceasta și solubilitatea soluției, altele din cunoașterea relației dintre diferite parageneze și structura cristalină etc. În asemenea împrejurări atenția cercetătorilor trebuie să se răsfrîngă pe întregul conținut al filonului, în care fiecare interval (moment de cristalizare) corespunde unei generații, care prin comparație cu celelalte învecinate se pot înlănțui într-o succesiune normală, sau prezintă aspecte specifice unor repetări (pulsații succesive) sau chiar momente care aparțin unor faze diferite. Tratînd astfel problema se pot delimita, cu ajutorul temperaturii de formare a mineralelor, domenii cu variația temperaturii de formare pentru unele generații de minerale metalice și de gangă, în același timp cu o caracterizare funcțională a acestora în succesiunea procesului de cristalizare.

Din studiul comparativ al paragenezelor din zăcămintele hidrotermale se constată consecvența unor parageneze tipice în condițiile stadiilor considerate hipo-, mezo- sau epitermale. Prin completarea studiilor calcografice, geochimice cu datele geotermometrice, se pot determina cu mai multă precizie domeniile de formare ale anumitor asociații de minerale specifice zăcămintelor hidrotermale, ca și raporturile dintre unele parageneze de minerale metalifere.

În acest fel se poate confirma, prin analiza geotermometrică, frecvența anumitor parageneze tipice în condițiile celor trei stadii termodinamice. Variațiile locale ale paragenezelor tipice sînt destul de frecvente dar, de obicei, aceste variații sînt determinate de oscilațiile în cele mai multe cazuri ale unui singur element și nu de variația succesiunii etapelor în totalitatea lor. Succesiunea de mineralizare în același timp corespunde în mare măsură cu ordinul de amplitudine a energiilor libere de formare, a oxizilor și sulfurilor metalice, oxizii și sulfurile timpuriu formate, care au în general cele mai mari energii de dezvoltare. Acest principiu este în acord cu legea lui Van t'Hoffe, conform căreia într-un sistem care se răcește se produc combinații care produc căldură. Experimental s-a demonstrat că la început se produc acele combinații care degajă cea mai mare cantitate de căldură, presupunere care poate fi aplicată și în procesul de cristalizare în curs de răcire a soluțiilor hidrotermale. Excepție de la această regulă fac sulfurile de zinc, ale căror energii libere de formare se plasează după Zn în ordinea de depunere chiar la temperaturi ridicate.

Newhouse [4] susține că succesiunea normală în procesul de cristalizare corespunde și cu o descreștere progresivă a solubilității dar și de data aceasta se menționează o anomalie în cazul sulfurii de zinc. Sînt deosebit de importante considerațiile cu privire la raporturile dintre parageneze și structura cristalină a elementelor metalice [1] în care, spre exemplu, formarea unei mineralizații de sulfuri polimetalice începe cu cristalizarea mineralelor de tipul piritei și marcasitei, urmată de cristalizarea mineralelor cu structura tipului de arseniuri, de nichel, urmează apoi mineralele cu structura sării geme, galenă, sulfo-arseniuri de plumb, sulfo-stibiuri de plumb, sulfo-bismuturi de plumb și minerale corespunzătoare de argint.

Determinarea gradientului geotermic al soluțiilor are o importanță deosebită pentru cunoașterea zăcămintelor, întrucît valoarea acestuia și variațiile sale pe verticală oferă un criteriu judicios pentru stabilirea unor principii teoretice privind formarea zăcămintelor hidrotermale, constituind în același timp un parametru important pentru stabilirea perspectivei economice a unui zăcămînt sau a unui perimetru cu iviri mineralizate în curs de cercetare. Efectele presiunii în procesul de cristalizare, care ar influența direct temperaturile de formare, sînt neglijabile, chiar în cazul cîtorva mii de atmosfere (pînă la 8 km). Corecțiile de temperatură au valori în acest domeniu de pînă la 10—20°. Presiunea, în general, duce la o creștere neînsemnată de temperatură în cadrul transformărilor mineralelor și la o scădere în procesul de reto-

pire şi recristalizare. Recent, Ermakov şi Kalinjnîi au ajuns la concluzia că la formarea zăcămintelor hidrotermale presiunea litostatică a jucat un rol cu totul subordonat, mai importantă fiind în schimb presiunea hidrostatică. De aceea, temperaturile de formare determinate prin metoda analizei geotermometrice, prin omogenizarea fazelor, pot fi considerate bune, fără să li se aplice corecţiile de temperatură la care ne-am referit. Ţinînd cont de nivelul la care se cunosc zăcămintele hidrotermale din ţara noastră, se poate deduce în general că presiunea litostatică care se dezvoltă în acest domeniu este neînsemnată, mai ales pentru intervalul de temperatură caracteristic acestor zăcăminte (50—600°).

Pentru ilustrarea unor aspecte privind observaţiile noastre cu caracter general vom discuta în cele ce urmează rezultatele cercetărilor întreprinse în vederea lămuririi genezei filoanelor de cuarţ din împrejurimile Niculiţelului reg. Dobrogea.

Localizarea. Descrierea mineralogică. Discuţia rezultatelor

Cu ocazia cercetărilor întreprinse de M. Borcoş, I. Hanomolo, A. Hanomolo şi E. Borcoş, în împrejurimile localităţii Niculiţel, în anii 1955—1957, pentru identificarea unor ocurenţe de cuarţ, au fost semnalate mai multe filoane şi iviri izolate care conţin în geode, sau sub formă de cruste pe pereţii crăpăturilor, cristale transparente sau semitransparente de cuarţ. În ivirile menţionate au fost incluse şi zonele, semnalate de M. Savul şi V. Pomîrleanu, din dealul Ţugulea şi Dealul de Mijloc. Unele din aceste cristale sînt perfect transparente, altele mai puţin, în ambele cazuri întîlnindu-se incluziuni de epidot. Baza cristalelor este, în general semitransparentă,puternic fisurată şi se dezvoltă pe un suport compact de cuarţ alb-lăptos, ce ocupă circa 60% din umplutura filoniană. Spre peretele filonului, în această masă cuarţoasă, prezenţa epidotului devine din ce în ce mai evidentă, acumulîndu-se sporadic sub formă de roiuri sau benzi paralele cu grosimi milimetrice şi centimetrice. În aceste situaţii epidotul se dezvoltă şi idiomorf în cristale pînă la 2—3 mm. Aspectul este comun filoanelor din dealul Ţugulea, Dealul de Mijloc, valea Ţiganilor, Piatra Roşie, precum şi în ivirile izolate din împrejurimile mănăstirii Cocoş, localizate în diabazele de vîrstă triasică.

Au fost supuse încercărilor de omogenizare cele două faze din incluziunile primare cuprinse, atît în cristale transparente şi semitransparente de cuarţ, cu sau fără incluziuni de epidot, cît şi în cristalele alb-lăptos cu zone semitransparente. De asemenea, din masa compactă cuarţoasă s-au ales şi determinat unele secţiuni cu porţiuni transparente în lungul unui profil din peretele filonului pînă în zona ultimei depuneri, în puncte învecinate sau mai depărtate de acumulările de epidot. S-au făcut măsurători şi pe agregate de cuarţ prinse în benzile sau aglomerările epidotice. Astfel, în tabelele 1, 2 şi 3 se prezintă rezultatele obţinute pe un material care corespunde succesiunii de cristalizare în totalitatea ei, din primul moment, depunerile de lîngă peretele filonului (cuarţ alb-lăptos cu epidot), pînă la finele acesteia (cristale izolate transparente sau semitransparente), dezvoltate în geode.

În tabela 4 sînt consemnate valorile medii totale şi media variaţiei temperaturilor de formare în cele trei sectoare cercetate, precum şi cele determinate pentru sectorul Piatra Roşie şi mănăstirea Cocoş.

Analizînd rezultatele obţinute se observă că, în general, cristalele transparente de cuarţ dezvoltate în geode, corespunzătoare ultimului interval de depunere, au temperaturile cele mai scăzute (112—128°C) în timp ce cristalele alb-lăptos cu zone transparente şi agregatele

Sectorul valea Ţiganilor *Tabela 1*

Localizare	Cristal	Numărul de determinări	Temperatura medie, °C	Variaţia temperaturii, °C			Max. frecv.	Natura materialului cercetat
				min.	max.	diferenţa		
Fil. 4	1	15	119	118	122	4	119	Cristal transparent
Fil. 4	2	16	119	117	123	6	118	Cristal transparent
Fil. 4	3	13	121	119	124	5	120 ; 123	Cristal transparent
Fil. 4	4	18	119	117	122	5	119 ; 122	Cristal transparent
Fil. 4	5	18	119	116	123	7	118 ; 120	Cristal transparent
Fil. 4	6	20	118	117	121	4	117 ; 120	Cristal transparent
Fil. 4	7	7	124	121	125	4	124	Cristal transparent
Fil. 4	8	15	121	118	127	9	122	Cristal semitransparent
Fil. 4	9	8	119	117	121	2	118	Cristal semitransparent
Fil. 4	10	12	132	128	145	17	131 ; 142	Cristal semitransparent
Fil. 4	11	17	165	130	185	55	134 ; 153	Cristal semitransparent lăptos
Fil. 4	12	8	203	185	225	40	187 ; 204	Agregat de cuarţ compact cu epidot
Fil. 4	13	4	218	220	240	20	232	Agregat de cuarţ compact cu epidot
Fil. 4	14	10	231	212	252	40	246	Agregat de cuarţ din acumulări cu epidot
Fil. 4	15	3	184	180	192	12	184	Cuarţ compact
Total		184	148	142	156	14		

Sectorul Dealul de Mijloc *Tabela 2*

Localizare	Cristal	Numărul de determinări	Temperatura medie, °C	Variația temperaturii, °C			Max. frecv.	Natura materialului cercetat
				min.	max.	diferența		
Fil. 13	1	21	117	116	119	3	118	Cristal transparent
Fil. 13	2	17	121	117	122	5	122	Cristal transparent
Fil. 13	3	17	120	117	126	9	117 ; 126	Cristal semitransparent
Fil. 13	4	28	121	114	128	14	117 ; 123	Cristal semitransparent
Fil. 13	5	30	119	116	128	12	118 ; 124	Cristal semitransparent
Fil. 13	6	12	122	118	125	8	118 ; 124	Cristal semitransparent
Fil. 13	7	18	122	117	126	9	118 ; 123	Cristal semitransparent
Fil. 13	1 a	17	120	119	122	3	120 ; 121	Cristal semitransparent
Fil. 13	2 a	8	162	150	180	30	171	Agregat de cuarț semitransparent cu epidot
Fil. 13	3 a	34	173	160	292	132	162 ; 224	Agregat de cuarț din acumulări cu epidot
Fil. 13	4 a	19	236	225	240	15	236 ; 240	Agregat de cuarț din acumulări cu epidot
Total		221	139	133	155	22	236 ; 240	

Sectorul dealul Țugulea *Tabela 3*

Localizare	Cristal	Numărul de determinări	Temperatura medie, °C	Variația temperaturii, °C			Max. frecv.	Natura materialului cercetat
				min.	max.	diferența		
Fil. 20	1	35	119	117	122	5	119 ; 121	Cristal transparent
Fil. 20	2	16	118	117	121	4	118 ; 119	Cristal transparent
Fil. 20	3	21	119	115	128	13	118 ; 122	Cristal transparent
Fil. 20	4	32	119	112	126	14	119 ; 123	Cristal semitransparent
Fil. 20	5–1	18	120	117	124	7	118 ; 123	Cristal semitransparent
Fil. 20	5	15	135	129	140	11	138	Cristal semitransparent cu epidot
Fil. 20	5–2	12	121	118	129	11	119	Cristal transparent
Fil. 20	5–3	18	120	117	122	5	120 ; 121	Cristal semitransparent
Fil. 20	5–4	20	126	120	132	12	124	Cristal semitransparent cu epidot
Fil. 20	5–5 I	24	120	114	193	79	118	Agregat de cuarț compact
Fil. 20	5–5 II	16	169	168	172	4	168	Agregat de cuarț compact cu epidot
Fil. 20	5–5 III	11	179	152	185	33	182	Agregat de cuarț compact cu epidot
Fil. 20	5–5 IV	23	206	175	253	78	192	Agregat de cuarț din acumulări cu epidot
Fil. 20	5–5 V	6	253	252	254	2	253	Agregat de cuarț din acumulări cu epidot
Fil. 20	5–6	30	149	175	197	22	175 ; 180	Cristal de cuarț lăptos cu epidot
Fil. 20	5–7	24	179	173	183	10	181 ; 183	Cristal de cuarț lăptos cu epidot
Total		321	147	142	161	19		

de cuarț din masa filonului, concrescute uneori cu cristale de epidot, prezintă valori ale temperaturii maxime ridicate (240—250°C), uneori chiar 292°C. Aceste valori au fost înregistrate în toate filoanele, acolo unde s-a examinat un material pe toată grosimea filonului. Temperaturile cele mai înalte au fost înregistrate în Dealul de Mijloc și valea Țiganilor. Din histogramele întocmite s-au extras valorile ce indică maximum de frecvență a temperaturilor de formare, valori care oscilează în limite apropiate, cuprinse între 117 și 126°C, pentru cristalele transparente și semitransparente, mult mai ridicate pentru materialul colectat din apropierea peretelui, unde și temperaturile de formare au fost mult mai mari. În această parte maximum de frecvență prezintă valori cuprinse între 131 și 244°C.

Comparînd aceste date cu cele stabilite de M. Savul și V. Pomîrleanu, se constată o concordanță perfectă a valorilor temperaturilor de formare determinate numai pentru cristalele transparente și semitransparente ce conțin uneori incluziuni de epidot. Domeniul de variație a temperaturilor de formare este același, cu excepția că în cercetările autorilor sus-menționați au fost înregistrate și unele valori mai scăzute ale temperaturilor de formare (90°C). Frecvența

Tabela 4

Sector	Numărul de determinări	Temp. medie, °C	Temp. min., °C	Temp. max., °C	Diferența, °C
Dealul Țugulea	321	147	142	161	19
Dealul de Mijloc	221	139	133	155	22
Valea Țiganilor	184	148	142	156	14
Piatra Roșie	150	136	140	158	18
Mănăstirea Cocoș	87	122	137	145	8
Niculițel total	963	136,4	138,8	155	16,2

lor, în schimb, este foarte mică, reprezentînd cazuri accidentale. Acest fapt demonstrează valabilitatea operațiilor efectuate în condiții diferite, fie întrebuințînd o instalație specială în care secțiunile au fost încălzite în lichid, fie că temperaturile au fost înregistrate pe o măsuță obișnuită de încălzire (model Boetius, pînă la 360°C).

Pe baza datelor experimentale obținute se poate conchide caracterul epitermal (spre limita

superioară a acesteia, spre faza mezotermală) al soluțiilor care au generat filoanele din acest sector, adică soluții mult mai fierbinți decît au fost considerate pînă în prezent. Începuturile cristalizării au avut loc la temperaturi ridicate, pînă la 292 °C, domeniu cu formarea abundentă a epidotului, care se extinde pînă la limita inferioară de 130°C și a cuarțului alb-lăptos compact. Spre sfîrșitul depunerii, temperaturile descresc sistematic, favorizînd dezvoltarea cristalelor transparente și semitransparente de cuarț într-un interval de depunere cu temperaturi de formare cuprinse între 112 și 130°C.

Temperaturile ridicate corespund unor valori înregistrate în alte zăcăminte hidrotermale, caracteristice unui domeniu de temperatură în care se depun minerale metalifere (specifice minereurilor polimtalice sau auro-argentifere). Lipsa acestora în sectorul cercetat indică faptul că aici sursa mineralizată a generat soluții fierbinți lipsite în general de ioni metalici. De aceea, cu excepția epidotului, deschiderile fracturilor au fost umplute în proporție de 85% cu cuarț alb-lăptos și cristale de cuarț idiomorfe. Pe lîngă epidot, s-a identificat uneori prezența sporadică a malachitului, ce indică în mod cert prezența unui minereu primar de cupru, neidentificat încă la nivelul deschiderilor existente.

Din distribuția temperaturilor de formare a cuarțului din filoanele cercetate în împrejurimile localității Niculițel, localizate în complexul rocilor diabazice, se observă o descreștere regulată a acestor temperaturi de la peretele filonului spre zona mediană, ceea ce presupune că procesul de cristalizare s-a desfășurat în condițiile unei succesiuni normale specifice unei soluții hidrotermale cu caracter monoascendent. În tabela 5 se poate urmări relația dintre variația paragenezei, modificările mineralogice și temperatura de formare a acestor minerale.

Tabela 5

Parageneza Generația	Temperatura de cristalizare, °C
Epidot + cuarț granular alb-lăptos	292—240
Cuarț granular alb-lăptos ± cuarț semitransparent și epidot	240—140
Cristale semitransparente + cristale transparente, sporadic epidot	140—128
Cristale transparente	<128

Din variația și repartiția maximelor de frecvență a temperaturilor înregistrate (tabelele 1, 2, și 3) se observă o frecvență ridicată a valorilor mari (240—292°C) și a celor mici (119—126°C). Valorile intermediare ale temperaturilor de formare sînt mult mai rar întîlnite. Această constatare evidențiază o modificare a echilibrului termodinamic în procesul de cristalizare. Acest echilibru se menține la valori crescute, într-o primă fază, caracteristică depunerilor de cuarț alb-lăptos, compact, cu formarea abundentă a epidotului, interval de lungă durată, cu un domeniu al temperaturilor de formare cuprins între 240 și 290°C. Procesul de cristalizare evoluează concomitent cu răcirea treptată a soluției într-un interval mai scurt în comparație cu primul, în care temperaturile de formare variază într-un domeniu cuprins între 240 și 140°C, interval în care se depune tot un cuarț alb-lăptos, dar cu zone din ce în ce mai transparente. Accidental se identifică în această masă de cuarț cristale alotriomorfe sau hipidiomorfe semitransparente, fisurate, cu incluziuni mici de epidot. În general, prezența epidotului în acest interval este subordonată. Activitatea de cristalizare se încheie o dată cu formarea cristalelor semitransparente și transparente dezvoltate în geode pe cruste sau la baza lor. Temperaturile de formare în acest stadiu final delimitează un domeniu al temperaturilor de formare cu valori cuprinse între 140 și 128°C și respectiv sub 128°C (tabela 5).

Descreșterea treptată a temperaturilor de formare, chiar în imediata vecinătate a pereților filoanelor, demonstrează că n-au existat influențe ale rocii gazdă, care să fi determinat o răcire anormală a soluțiilor. Dimpotrivă, se poate spune că în timpul procesului de cristalizare roca-gazdă păstra o căldură remanentă (pe seama activității magmatice) care a favorizat menținerea temperaturii ridicate a soluțiilor. La fel se poate considera că pe de altă parte circulația soluțiilor hidrotermale a avut loc nu cu mult după desfășurarea proceselor magmatice care au generat erupțiile de diabaze din împrejurimile Niculițelului.

Cercetările geotermometrice prin metoda omogenizării fazelor din incluziunile lichide primare lasă să se întrevadă, prin prisma rezultatelor obținute, diversitatea problemelor care se pot rezolva pe această cale, dintre care cea mai importantă este cea legată de descifrarea dinamicii procesului de mineralizare și de definire a caracterului soluțiilor hidrotermale. Cunoscînd aceste aspecte se pot soluționa mult mai ușor și judicios problemele economice pe care le ridică lucrările de prospecțiune și explorare geologică, în special în ceea ce privește posibilitățile de dezvoltare în adîncime a acumulărilor de minereu identificate.

BIBLIOGRAFIE

[1] Edwards, A. B. *Textures of the ore minerals and their significance.* Melbourne, 1954.

[2] Ermakov N. P. *Opredelenie temperatur obrazovania ghidrotermalnih mineralov pulëm izucenia jidkih vkliucenii.* DAN, U.R.S.S., T. 45, nr. 5, p. 129—217.

[3] Ingerson, E. *Methods and problems of geologic thermometry.* Econ. Geol. 50 TH, ANN. 1955, p. 341—410.

[4] Newhouse W. H., *The Time Sequence of Hypogene Ore Mineral deposition.* Econ. Geol. Vol. 23, 1928.

[5] Savul, M. și Pomîrleanu, V. *Temperatura de formare a cuarțului în filoanele hidrotermale din diabazele submarine de la Niculițel.* Acad. R.P.R., Bul St. Sect. geol. — geogr. nr. 2, T.II, 1957.

[6] Skinner B. I. *Some considerations regarding liquid inclusions as geologic thermometers.* Econ. Geol. Vol. 48, 1953, p. 541—550.

Tehnică minieră

Ancore din lemn presat pentru susținerea lucrărilor miniere

Conf. ing. *D. LUBENESCU* și
ing. *C. CURPĂN*

Datorită condițiilor pe care le oferă zăcămintele noi și condițiilor pe care le impune extinderea în adîncime a minelor vechi, susținerea lucrărilor miniere devine pe zi ce trece o problemă de importanță tot mai mare în practica exploatărilor noastre.

Adoptarea celor mai potrivite metode și materiale de susținere constituie o preocupare continuă, și de prim ordin, a personalului tehnico-inginerese din minele Trustului minier Baia Mare.

Printre metodele de susținere relativ noi, a căror extindere masivă s-a petrecut în ultimii ani, figurează și susținerea ancorată.

Începînd din anul 1956, cînd ICEMIN a făcut primele experimentări cu ancore metalice recuperabile, și apoi din anul 1956, cînd Sectorul de cercetări miniere — Baia Mare a preluat problema susținerii ancorate, la minele Trustului minier Baia Mare s-au experimentat noi tipuri de ancore și a început extinderea noului procedeu de susținere.

Astfel, s-au experimentat și s-au extins ancorele metalice recuperabile și nerecuperabile, ancorele metalice betonate, coaserea pereților abatajelor cu cabluri, ancorele din lemn, precum și procedee de susținere combinate : ancore cu plasă sau grinzi (din lemn sau platbande metalice), ancore cu sau fără plasă combinate cu torcret etc.

Din anul 1964, ca urmare a unor schimburi de experiență realizate de specialiști români în U.R.S.S., în cadrul Sectorului de cercetări miniere — Baia Mare au început preocupări privind folosirea ancorelor din lemn presat, procedeu care actualmente se găsește în fază de experimentare și de extindere.

Punctul de plecare pentru experimentarea acestui procedeu l-a constituit o mostră de ancoră din lemn presat și o scurtă descriere a tehnologiei de fabricare și de folosire, aduse în anul 1963 de la Institutul TNIGRI din Moscova.

Ancorele din lemn presat au un profil exagonal, octagonal sau circular, ca și ancorele din lemn simplu, însă prezintă caracteristica de a se umfla — în contact cu apa sau sub acțiunea umidității naturale a rocii — pînă la de două ori volumul inițial.

Prin umflare, în afară de împănarea obișnuită, realizată cu ajutorul penelor de la capetele ancorei, respectiv la fundul găurii și la gura găurii, apăsînd pe pereții găurii, ancora dezvoltă o foarte mare presiune laterală — în direcția de presare a fibrelor — ceea ce permite o înțepenire a ancorei pe întreaga ei lungime, realizînd astfel o blocare a pachetului de roci sau blocurilor care ar fi avut tendința de dislocare, de desprindere, lucrînd ca și ancorele metalice betonate.

De reținut că la montarea ancorelor din lemn presat acestea se pot fixa la gura găurii de mină nu numai prin împănare ci și prin înșurubarea unei piulițe, corespunzător dimensionată, deoarece rezistența mărită a ancorelor din lemn presat permite folosirea piulițelor.

Se pot monta plăci din lemn, metal, blocuri etc., ca și la ancorele metalice.

Materialul din care se confecționează ancorele, indicat de experiența din U.R.S.S., îl constituie scîndurile din mesteacăn sau din brad, cl. a III-a, în grosimi de circa 2,5 cm, așezate în trei strate suprapuse — cu fibrele paralele — care se încleie cu un film de clei ieftin ; aceste pachete pregătite în dimensiuni corespunzătoare se presează, după un anumit regim, la o presiune de 200 — 250 kg/cm^2, în prese de 10—12 mii tone, realizîndu-se astfel o reducere de 2—2,5 ori a grosimii pachetului. După presare, plăcile obținute se taie în bare pătrate, care se prelucrează la octagon, exagon, rotund etc.

Presarea se execută pe loturi de cîte 5 m^3, în prese cu mai multe etaje, pe pachete de 900 mm lățime, 90—100 mm înălțime și 2 m lungime.

În limbajul tehnic curent, asemenea produs poartă numele de lemn stratificat densificat, asemănător tipului LSD, prin asimilare cu produsele curente ale unor fabrici din industria noastră prelucrătoare a lemnului.

Prin presare, de exemplu, la mesteacăn crește greutatea specifică a lemnului pînă la 1,3 kg/dm^3, se reduce volumul cu cel puțin 1 : 2, rezistența la tracțiune a epruvetelor — după date din U.R.S.S. — apropiindu-se de cea a oțelului,

pînă la circa 4 000 kg/cm²; la brad această rezistență la tracțiune este mai mică, aproximativ cu 300 — 400 kg/cm².

Lemnul astfel presat capătă și unele proprietăți antiseptice. Astfel, ancore experimentale — montate în U.R.S.S. de peste 3 ani — au putrezit la capătul liber; în gaură lemnul este întreg și sănătos.

Lemnul presat, în contact cu umezeala, prin umflare dezvoltă pe pereții găurii de mină presiuni de ordinul a 80 kg/cm². Materialele documentare sovietice arată că rezistența la forfecare a ancorelor din lemn presat ajunge pînă la 10 tone [2].

După cum se observă, din anumite puncte de vedere, ancora din lemn presat poate fi asemănată cu ancora din beton armat. În U.R.S.S. o ancoră din lemn presat costă cu 20 pînă la 40% mai ieftin decît ancorele din oțel.

După cele discutate cu specialiștii de la INCEF București — institutul cu care Sectorul de cercetări miniere Baia Mare colaborează în această problemă—respectiv după ce s-a stabilit tehnologia de lucru, Combinatul de industrializare a lemnului din Rîmnicul Vîlcea a realizat primele ancore din lemn presat cu care s-au început experimentările în cursul anului 1964.

După discuțiile prealabile purtate cu specialiștii de la INCEF și de la CIL Rîmnicul Vîlcea, fabricarea ancorelor din lemn presat s-a efectuat după următoarea schemă de lucru:

a. Scînduri din lemn de mesteacăn, din brad și din fag, în lungime de 1 400 mm, lățime de 700—800 mm și grosime inițială de 75—85 mm, au fost încleiate cu rășini fenolice în stare apoasă sau sub formă de film și presate la 200—250 kg/cm², după o metodologie de presare asemănătoare cu cea indicată de experiența sovietică.

b. Ca o variantă, în loc de scînduri, s-au folosit lamele (furnir de 2—3 mm grosime) de fag și mesteacăn.

Semifabricatul produs din scînduri se numește l i g n o s t o n, iar cel din lamele poartă denumirea de l i g n o f o l.

Din cele 845 ancore experimentale confecționate din lemn presat s-au făcut încercări de laborator, pe standul Sectorului de cercetări și încercări industriale, în condiții diferite, la trei mine.

Scopul urmărit prin încercările de laborator, de pe stand și cele industriale, a fost de a stabii caracteristicile fizico-mecanice ale ancorelor produse în țară, comparativ cu mostra de ancoră sovietică, stabilirea indicilor tehnico-economici ai susținerii cu ancore din lemn presat, în raport cu tipurile de ancore experimentate anterior și stabilirea domeniului de aplicabilitate a ancorelor din lemn presat, cel puțin în minele Trustului minier Baia Mare.

Încercările de laborator efectuate parțial la SCM și majoritatea, concomitent, în laboratorul INCEF și de la CIL Rîmnicul Vîlcea, au dus la următoarele concluzii:

—rezistența la tracțiune, precum și parametrii legați de umflarea ancorelor sînt similare la toate ancorele confecționate în țară și la ancora confecționată în U.R.S.S., cu oarecare deosebiri în funcție de esența de lemn folosită. Rezistența la tracțiune nu depășește însă 2 000 kg/cm². Față de lemnul obișnuit rezistența la tracțiune a lemnului presat prezintă creșteri de 2—20% (maximum la mesteacăn și fag);

— rezistența la încovoiere crește pînă la 132%, iar rezistența la forfecare, paralel cu fibra, crește în medie cu 100—200%, cu excepții ce ating 568% din rezistența inițială, fără însă să depășească 680 kg/cm²;

— după umezire accentuată și umflare liberă rezistența la tracțiune scade la valori sub media rezistenței lemnului nepresat. Informația este pur orientativă deoarece în realitate, lucrînd în gaura de mină, lemnul presat nu are posibilitatea să se umfle niciodată liber.

Încercările pe stand au permis determinarea forței de smulgere, respectiv de rupere, a ancorelor din lemn presat în următoarele variante:

— ancore din lemn presat octogonale, rotunde și din vergele, din lignoston și lignofor, comparativ cu ancore din lemn nepresat, cu pană sau fără pană, din brad, mesteacăn și fag;

— adîncimi diferite de gaură de mină, de la 10 la 130 cm;

— ancore îmbinate (prelungite).

Smulgerea a putut fi realizată numai cînd ancorele nu au depășit lungimea de înțepenire în găuri de 30 cm.

Peste 30 cm înțepenire ancorele s-au rupt.

Rezultatele medii obținute sînt cuprinse în tabela 1.

Tabela 1

Forța la care s-au rupt ancorele, kgf	Felul ancorelor				
	brad	fag		mesteacăn	
	lignoston	lignoston	lignofol	lignoston	lignofol
minimă	1 360	5 040	4 640	6 800	6 400
maximă	4 800	7 840	8 640	9 120	8 800

Interpretînd datele obținute în urma încercărilor de pe stand, se pot reține următoarele:

— ancorele din lignoston de brad dau rezultate mult inferioare celor din fag sau mesteacăn;

— ancorele din lignoston, din mesteacăn sau fag, sînt superioare celor confecționate din lignofol;

— mesteacănul este puțin superior fagului;

— ancorele rotunde dau rezultate mai slabe (la același diametru) decît ancorele octogonale;

— ancorele din vergele — care asigură umflarea în două direcții, față de cele din lignofol sau lignoston obișnuit care se umflă pe o singură

direcție (cea de presare) — prezintă o rezistență la tracțiune mai mică :

— ancorele rotunde din lemn de brad, nepresat, se rup la 2 240—2 480 kgf, iar cele din stejar, nepresat, se smulg la 2 240—2 800 kgf.

Dispozitivele de îmbinare cu mufe metalice filetate, cu pană în coadă de rîndunică — confecționate din lemn sau metalice — asigură aproximativ aceeași portanță ca și ancorele neîmbinate.

Calculînd presiunea minimă C dezvoltată de ancoră asupra pereților găurii [2], cu formula :

$$C = \frac{P}{dl}, \text{ kg/cm}^2,$$

în care :

P este forța de smulgere, kg ;

d — diametrul găurii de mină, cm ;

l — lungimea de înțepenire a ancorei ;

pentru cazul ancorelor octogonale obținem :

a — la lignoston din brad minimum 22,8 kg/cm² ;

b — la lignoston din fag minimum 33 kg/cm² ;

c — la lignofol din fag minimum 43 kg/cm² ;

d — la lignoston din mesteacăn minimum 30,5 kg/cm² ;

e — la lignofol din mesteacăn minimum 26,7 kg/cm².

Datorită dificultăților întîmpinate din cauza ruperii ancorelor de către fălcile dispozitivului de prindere a ancorei, nu s-au putut încă determina forța reală de smulgere și de rupere a ancorelor, cifrele indicate în tabela 1 fiind orientative, putînd fi considerate ca minime.

Încercările industriale au urmărit determinarea la nivel industrial al capacității portante, stabilirea orientativă a domeniului de aplicare, comportarea ancorelor din lemn presat în diverse condiții din subteran etc.

S-au montat pînă în prezent un număr de 261 ancore din lemn în șase locuri la trei mine, care prezintă condiții diferite de rocă, temperatură, umiditate a rocii și a mediului ambiant. Astfel s-au montat ancore din toate tipurile, ca susținere preventivă independentă sau în combinație cu un strat subțire de torcret, cu sau fără plasă, după diverse monografii de susținere, în toate locurile în care s-au montat ancore fiind necesară susținerea provizorie sau definitivă a galeriilor.

Rocile în care sînt săpate galeriile sînt andezite mai mult sau mai puțin alterate, uneori cu intercalații caolinoase.

Umiditatea rocii a variat între 2,1 și 9,7%, a atmosferei între 79 și 91%, iar temperatura aerului între 15 și 32°C.

După cinci luni de la montare, zonele susținute cu ancore din lemn presat nu manifestă nici o modificare ; în apropierea zonelor susținute în acest fel au apărut desprinderi din tavan sau pereți, fiind necesară susținerea cu lemn sau cu beton monolit.

În urma primelor experimentări rezultă următoarele :

— valorile forței de rupere a ancorelor în condițiile de mai sus, însă pînă la temperatura aerului de 25°C, variază între 4 650 și 6 800 kgf (se observă efecte puternice de strivire a ancorelor din cauza dispozitivului de prindere a aparatului de smulgere) ;

— la temperaturi ale aerului de peste 30°C, valorile forței de rupere a ancorelor variază între 2 000 și 2 960 kgf (patru din ancorele programate pentru încercări de smulgere s-au rupt la strîngerea fălcilor dispozitivului de prindere al aparatului de smulgere, iar lemnul ancorelor a devenit friabil) ;

— timpul necesar pentru montarea ancorelor variază între 2 și 5 minute-om pe bucată ; la montare este necesar a participa un miner și un vagonetar de front.

Datele privind perforarea găurilor se referă la categoria a II-a de tărie a rocilor, lungimea ancorei fiind de 1 600 mm. Pentru orientare, precizăm că trecerea de la o categorie de tărie la alta micșorează sau mărește prețul de cost al perforării găurii cu circa 3,5 lei.

Prețul de cost al unei ancore din lemn presat, la lungimea de 1 400 mm și diametrul cercului înscris în octogon de 32 mm, se compune din următoarele capitole :

— semifabricate (scînduri sau furnire) ;

— salarii ;

— utilaje, cheltuieli de secție și întreprindere ;

— preț de cost uzină ;

— preț de cost comercial ;

— preț de vînzare.

Concluzii

Concluziile pe care le putem trage, ca urmare a experimentărilor efectuate pînă în prezent, sînt următoarele :

— ancorele din lignoston și lignofol, din fag sau mesteacăn, constituie materiale noi de susținere provizorie, care completează domeniul de aplicabilitate a susținerii ancorate (tabela 2) ;

— portanța ancorelor din lignofol sau lignoston din fag sau mesteacăn este de 3—4 ori mai mare decît a ancorelor din lemn netratat, putînd concura cu ancorele metalice betonate, mai ales acolo unde montarea ancorelor injecto, perfo sau a cablurilor betonate se face greu sau nu este posibilă ;

— ancorele din lignoston din brad au o portanță mult mai mică decît cele din lignoston sau lignofol din fag sau mesteacăn, folosirea lor deocamdată nefiind oportună ;

— deși ancorele din lemn presat n-au fost experimentate decît în cîteva mine din regiunea minieră Baia Mare, datorită condițiilor comparabile ce există în multe alte mine, considerăm că există premise pentru folosirea lor și în alte mine metalifere și că este necesară expe-

Tabela 2

Principalele condiţii de aplicabilitate ale unor tipuri de susţinere pentru lucrări miniere experimentale la minele T.M. Baia Mare

Condiţii de aplicabilitate	GSL-3		GSIB-1	GSB-1	GSZ-1	GS beton monolit		PBA	Ancore					GSF (CF)	GSF (TH)[1]	GS torcretată		
	desiş	cimpuri				manual	pompat		metalice		beton armat injecto sau perfo	lemn					10 cm	
	rocă tare	rocă tare	rocă tare	rocă tare	rocă tare	rocă semitare		rocă tare	nerecuperabile	recuperabile		simplu	presat	rocă tare	rocă semitare	5 cm grosime	10 cm + plasă	15 cm grosime
																indiferent categoria rocii		
Roci stratificate (şisturi sau roci cu plane mari de stratificaţie)	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da
Rocă alterabilă cu intercalaţii caolinoase sau cu fisuri umplute cu caolină	da		da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da
Roci frămîntate (fracturate, cu blocuri mari sau mici, care au tendinţă de autocopturire ulterioară)	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da
Rearmare (de la susţinerea iniţială cu lemn)	da	da	da	da	da	da	da	da	nu	nu	nu	nu	nu	da	da	nu	nu/da	da
Redeschideri	da	da	da	da	da	da	da	da	nu	nu	nu	nu	nu	da	da	nu	nu/da	da
Viituri de apă acidulată	da	da	nu	da	da	da	da	da	nu	nu	nu	da	da	nu	nu	nu	nu	nu
Viituri de apă obişnuită	da	da	nu	da	da	da	da	da	nu	nu	nu	da	da	nu	nu	nu	da[2]	da[2]
Infiltraţii uşoare de apă acidulată	da	da	nu	da	da	da	da	da	nu	nu	da	da	da	nu	nu	da[3]	da[3]	da[3]
Presiuni dinamice	da	da	da	da[4]	da[4]	da	da	da	da	da	da	nu	da	da	da	nu	nu	nu
Susţinere provizorie (sub patru ani)	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da[5]	da	da	da	da	da	da
Susţinere definitivă	nu	nu	da	da	da	da	da	da	nu	nu	da	nu	nu	da	da	da	da	da
Susţinere recuperabilă	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	da	da	nu	nu	nu

LEGENDA 1 – Necesită derogare de la NTS pentru majoritatea secţiunilor tipizate.
2 – Numai cu plasă de sîrmă şi cu ciment RIM, cu priză rapidă sau cu acceleratori de priză.
3 – Numai cu ciment RIM, cu priză rapidă sau cu acceleratori de priză.
4 – Urmează a analiza cauza şi direcţia presiunii care pot elimina tipul de susţinere din discuţie.
5 – Sub 1 an.
GSL – Galerie simplă susţinută cu lemn.
GSIB – Galerie simplă inele de boltari din beton.
GSB – Galerie simplă boltari din beton.
GSZ – Galerie simplă boltari din piatră de carieră.
PBA – Prefabricate din beton armat.
GSF – Galerie susţinută cu fier (CF = profil de şină de cale ferată sau asemănătoare)
TH = profil special, clopot)

rimentarea lor şi în mine nemetalifere, mine de cărbuni ş.a.

Totodată considerăm că este necesar să se continue cercetările în legătură cu susţinerea lucrărilor miniere cu ancorele din lemn presat, urmărindu-se stabilirea duratei de serviciu a ancorelor, stabilirea portanţei medii pe care o prezintă aceste ancore, micşorarea preţului de revenire şi lărgirea sortimentului de ancore din lemn presat, determinarea raportului optim dintre dimensiunile şi forma secţiunii ancorelor din lemn presat şi diametrul găurilor de mină etc.

Prin folosirea ancorelor din lemn presat se lărgeşte domeniul de aplicabilitate economică a susţinerii ancorate; ancorele din lemn presat pot înlocui în mare măsură ancorele din metal şi pe cele betonate, în condiţiile de securitate minieră corespunzătoare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Juhimenko, A. G. ş. a. *Susţinerea ancorată din lemn plastifiat.* Ugol, **38**, nr. 9, 1963, p. 20—22.

[2] * * * *Continuarea cercetărilor privind susţinerea ancorată.* Studiu S.C.M. Baia Mare, 1963.

[3] Pană, I. ş. a. *Lemnul stratificat, fabricare, caracteristici, utilizare.* Centrul de documentare tehnică pentru economia forestieră, 1964.

[4] Vanin, S. I. *Studiul lemnului.* Ed. tehnică (traducere din limba rusă), 1953.

[5] Huhreanski, P. N. *Presarea şi curbarea lemnului.* Ed. tehnică (traducere din limba rusă), 1959.

[6] Cazacu, E. *Materiale noi din lemn pentru industrie şi construcţii.* Ed. tehnică, 1962.

Economie minieră

Consideraţii privind modul de calcul al normelor compuse de muncă în industria minieră

Dr. ing. *MARIUS AL. C. LUCA*

Pentru a putea respecta în mod riguros tehnologia tuturor operaţiilor care condiţionează executarea lucrărilor de înaintare, săpare a puţurilor, abataj, susţnere, transport, întreţinere etc., pentru a se aplica un control riguros asupra calităţii lucrărilor efectuate şi a substanţei minerale extrase, pe lîngă măsurile tehnico-organizatorice ce trebuie luate pe întreg parcursul procesului de producţie, trebuie ca normele de muncă să fie stabilite ţinîndu-se seamă nu numai de cantitatea ci şi de calitatea lucrărilor executate.

Problema calităţii are un caracter deosebit de complex, fiind legată de specificul fiecărui proces de producţie şi considerăm că este necesar să se definească criteriile obiective de apreciere a calităţii tuturor lucrărilor miniere executate, pentru care se stabilesc norme de muncă.

Exigenţa şi spiritul înalt de răspundere la preluarea lucrărilor trebuie să se bazeze, atît pe certitudinea posibilităţilor reale de executare a acestora, cît şi pe criterii obiective de apreciere a calităţii şi cantităţii lucrărilor executate.

De aceea considerăm că la stabilirea normelor de muncă, va trebui reexaminat dublul aspect al volumului lucrărilor executate şi al calităţii acestora.

Pentru executarea lucrărilor, în industria minieră se folosesc, atît echipe şi brigăzi complexe (pentru lucrările de săpare, abataj etc.), cît şi echipe specializate (pentru executarea lucrărilor de susţinere, întreţinere, transport etc.). Mult mai rar se folosec muncitori care să lucreze individual la un loc de muncă.

În consecinţă, în subteran trebuie să se stabilească normele elementare, să se calculeze normele compuse şi normele complexe de muncă.

Normele elementare de muncă trebuie determinate pentru fiecare operaţie care se repetă.

Normele compuse de muncă trebuie calculate, atît pentru fiecare complex de operaţii, pe baza normelor elementare determinate pentru operaţiile repetabile, cît şi pe baza timpului necesar efectuării operaţiilor nerepetabile, componente.

Normele complexe de muncă trebuie calculate pentru fiecare proces simplu, pe baza normelor compuse ale complexelor de operaţii repetatabile şi pe baza timpului necesar efectuării complexelor de operaţii nerepetabile componente.

Normele elementare de muncă, care se stabilesc pe bază de cronometări pentru fiecare operaţie repetabilă, depind de o serie de parametri ce condiţionează timpul de executare al acelei lucrări.

Principalii factori de care depinde timpul specific mediu, necesar executării unei unităţi

dintr-o lucrare de o anumită calitate, pot fi grupaţi astfel :

— condiţiile naturale ca : presiunea litostatică (de care depinde dirijarea presiunii, susţinerea), tăria şi omogenitatea rocii (de care depinde perforarea găurilor de mină), dimensiunile zăcămîntului (de care depinde gabaritul de muncă), greutatea specifică a rocilor şi a substanţei minerale utile (de care depinde manipularea acestora), emanaţiile de gaze, prezenţa apei, temperatura ridicată (de care depind condiţiile de lucru) etc. ;

— tehnologia adoptată, spre pildă, pentru perforarea găurilor de mină (rotativă sau percutant-rotativă), pentru evacuarea detritusului (efectuată mecanic prin rotirea sfredelului, prin suflare de aer sau prin injecţie de apă) etc. ;

— dotarea tehnică concretizată prin maşinile, utilajele, dispozitivele, sculele etc. utilizate ;

— modul de organizare a muncii ;

— modul de organizare a deservirii locului de muncă cu aer, apă, energie (electrică, aer comprimat), cu materiale, cu scule, cu vagonete etc. ;

— gradul de calificare, de îndemînare, de antrenament al muncitorilor.

Studierea selectivă şi în mod experimental a influenţei fiecărui parametru principal de care depinde executarea unei operaţii stabilizate, duce la fixarea normativelor de muncă.

În industria minieră, lipsa unor normative stabilite pe baza unor studii sistematice, care ar trebui încredinţate unui institut de normare a muncii, se face tot mai simţită.

Cu toate că s-au făcut însemnate progrese în normarea muncii, normele tehnice utilizate în industria minieră sînt stabilite de cele mai multe ori în condiţii diferite, ca norme locale, fără a se acorda atenţia cuvenită calităţii lucrărilor executate (pentru care nu sînt stabilite criterii obiective de apreciere), fără precizarea tuturor parametrilor principali în funcţie de care se fixează.

Este necesar să se sesizeze că nivelul normelor compuse şi complexe de muncă, pentru executarea unui complex de operaţii sau unui proces, depinde de o serie de parametri legaţi de modul de organizare al lucrărilor efectuate.

În cele ce urmează ne propunem să studiem parametrii de care depinde mai întîi nivelul normelor compuse şi apoi nivelul normelor complexe de muncă.

În acest scop [1] vom pleca de la relaţia de balanţă (1), în care punem condiţia ca fondul de muncă disponibil M, să fie egal cu suma cantităţilor de muncă necesare executării tuturor operaţiilor repetabile şi nerepetabile, efectuate într-o anumită perioadă de timp T :

$$M = Q \sum_{i=1}^{p} m_i + n \sum_{j=p+1}^{q} t_j, \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{T}\right], \quad (1)$$

în care :

M este cantitatea totală de muncă destinată efectuării într-o anumită perioadă de timp T a unui complex de operaţii ;

Q — volumul de lucrări obţinut în aceeaşi perioadă de timp T ;

$\sum_{i=1}^{p} m_i$ — suma normelor elementare de timp pentru operaţiile repetabile $i(i = 1 \cdots p)$, ce compun acel complex de operaţii ;

n — numărul de muncitori care lucrează concomitent în aceeaşi perioadă de timp T ;

$\sum_{j=p+1}^{q} t_j$ — suma timpilor necesari efectuării operaţiilor nerepetabile (de pregătire şi de încheiere) $j(j=p+1, p+2 \ldots q)$.

În cele ce urmează ne propunem să studiem legătura funcţională dintre diferiţii parametri care intră în relaţia de balanţă (1).

În cadrul aceluiaşi complex de operaţii, elaborat pentru executarea unei lucrări, observăm că, atît normele elementare m_i aferente operaţiilor repetabile, cît şi timpii t_j aferenţi operaţiilor nerepetabile rămîn constante. Spre pildă, în complexul de operaţii, perforarea găurilor la un anumit loc de muncă, normele elementare de timp pentru operaţiile repetabile (perforarea propriu-zisă, schimbarea sfredelului, ungerea perforatorului, trecerea la altă gaură) au valori constante la fel ca şi timpul necesar efectuării operaţiilor nerepetabile (montarea perforatorului, încercarea acestuia în gol, demontarea perforatorului).

Deci putem nota :

$$\sum_{i=1}^{p} m_i = a \text{ şi } \sum_{j=p+1}^{q} t_j = b, \quad (2)$$

în care caz relaţia (1) devine :

$$M = aQ + bn. \quad (3)$$

Cantitatea de muncă M este dependentă de volumul de lucrări Q ce se cere a se efectua şi de numărul de muncitori cu care se efectuează acele lucrări într-o anumită perioadă de timp.

Dacă pentru complexul de operaţii, perforarea găurilor, considerăm $\sum_{i=1}^{p} m_i = 20 \left[\frac{\text{om min}}{\text{m gaură}}\right]$ şi $\sum_{j=p+1}^{q} t_j = 40$ min, putem întocmi pentru relaţia (3) nomograma din figura 1.

Din nomogramă se poate stabili corelaţia dintre cantitatea de muncă necesară pentru efectuarea unui anumit volum de lucrări, cu număr variabil de muncitori, la acelaşi loc de muncă (tabela 1).

Se constată că pentru executarea aceluiaşi volum de lucrări, cantitatea de muncă necesară creşte cu numărul de muncitori ca rezultat al creşterii cantităţii de muncă necesară efectuării operaţiilor nerepetabile.

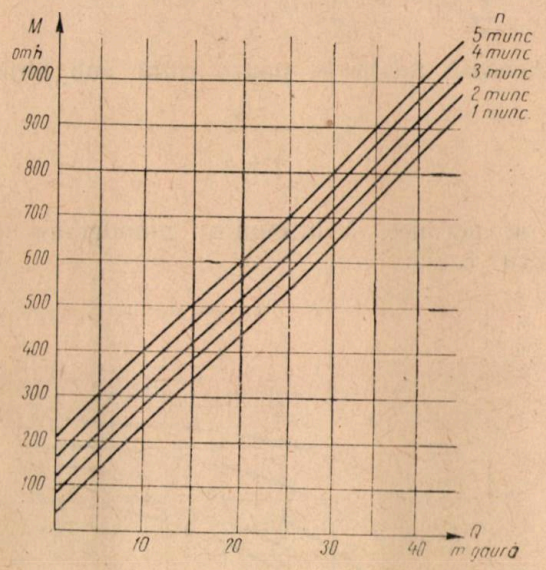


Fig. 1

Ceea ce se reduce, ca urmare a măririi numărului de muncitori, este durata de timp în care se efectuează acel volum de lucrări.

Tabela 1

Volumul lucrărilor	Cantitatea de muncă consumată, om min			
Q m gaură de mină	1 muncitor ($n = 1$)	2 muncitori ($n = 2$)	3 muncitori ($n = 3$)	4 muncitori ($n = 4$)
10	240	280	320	360
20	440	480	520	560
30	640	680	720	760
40	840	880	920	960

Întrucît cantitatea de muncă M este egală cu numărul de muncitori n care lucrează concomitent, înmulţită cu timpul t în care se lucrează, putem scrie :

$$M = nt = aQ + bn. \qquad (4)$$

Scoţînd valoarea lui t din relaţia (4) avem :

$$t = a\frac{Q}{n} + b \qquad (5)$$

relaţie pentru care se poate construi nomograma din figura 2.

Din nomogramă reiese legătura dintre timpul necesar executării unui anumit volum de lucrări, cu un număr variabil de muncitori, la acelaşi loc de muncă (tabela 2).

Pentru a analiza modul de variaţie a normei compuse de timp, vom pleca de la relaţia de

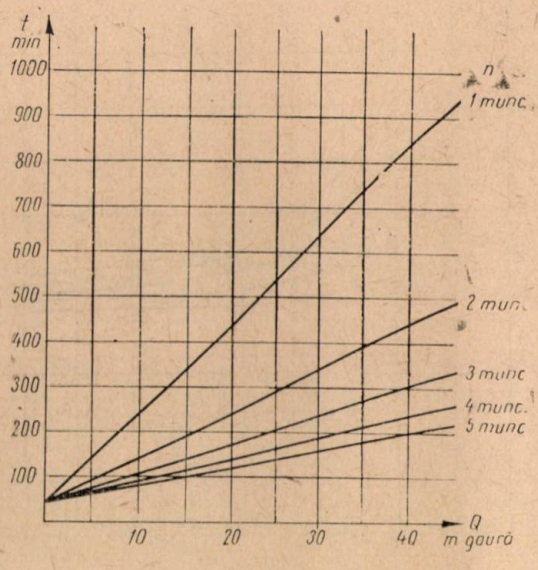


Fig. 2

balanţă (1) pe care o vom împărţi prin Q. Vom obţine :

$$m_s = \sum_{i=1}^{p} m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j \, , \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right]. \qquad (6)$$

Tabela 2

Volumul lucrărilor	Durata de timp în care se lucrează concomitent, min			
Q, m gaură de mină	1 muncitor ($n = 1$)	2 muncitori ($n = 2$)	3 muncitori ($n = 3$)	4 muncitori ($n = 4$)
10	240	140	106,6	90
20	440	240	173,3	140
30	640	340	240,0	190
40	840	440	306,6	240

Înlocuind relaţia (2) în (6) obţinem :

$$m_s = a + b\frac{n}{Q}. \qquad (7)$$

Relaţia (7) este valabilă pentru executarea unui complex de operaţii la acelaşi loc de muncă şi o putem reprezenta în nomograma din figura 3.

Din nomogramă reiese legătura dintre normele compuse de timp, volumele de lucrări executate şi numărul de muncitori (tabela 3).

Se observă că normele compuse de timp scad cînd numărul de muncitori rămîne acelaşi şi cînd volumul producţiei creşte şi cresc cînd

volumul producției rămîne același și numărul de muncitori crește.

Se observă o rație degresivă de scădere a normelor, atunci cînd volumul de lucrări crește

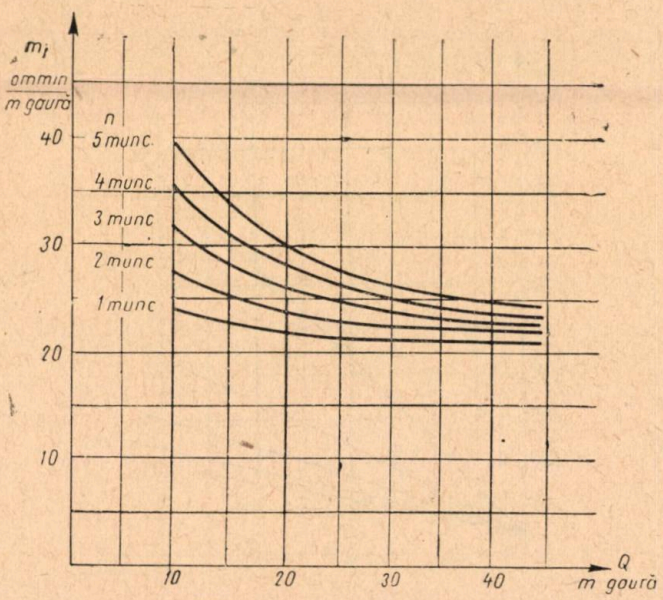


Fig. 3

și lucrările se execută cu același număr de lucrători:

$$Q = 10 \qquad m_1 = 4 \frac{\text{om min}}{\text{m perforați}}$$

$$Q = 20 \qquad m_2 = 2 \frac{\text{om min}}{\text{m perforați}}$$

$$Q = 30 \qquad m_3 = 1{,}83 \frac{\text{om min}}{\text{m perforați}}$$

$$Q = 40 \qquad m_4 = 1 \frac{\text{om min}}{\text{m perforați}}$$

Tabela 3

Volumul lucrărilor	Norma compusă de timp, $\left[\frac{\text{om min}}{\text{m gaură}}\right]$, pentru			
Q, m gaură de mină	1 muncitor ($n = 1$)	2 muncitori ($n = 2$)	3 muncitori ($n = 3$)	4 muncitori ($n = 4$)
10	24	28	32	36
20	22	24	26	28
30	21,3	22,6	24	25,3
40	21	22	23	24

Din cele arătate pînă aici rezultă că pentru executarea unui volum mai mare de lucrări, creșterea normelor compuse de timp este compensată de scurtarea timpului în care se pot executa aceste lucrări.

Pentru analiza modului de variație a normei compuse de producție plecăm de la inversul relației (6):

$$N_s = \frac{1}{\sum_{i=1}^{p} m_i + \frac{n}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_j}, \left[\frac{\text{unități de produs}}{\text{unitate de muncă}}\right] \quad (8)$$

Această relație se poate pune sub forma:

$$N_s = \frac{1}{a + b\frac{n}{Q}}, \quad (9)$$

și ne permite să întocmim nomograma din figura 4.

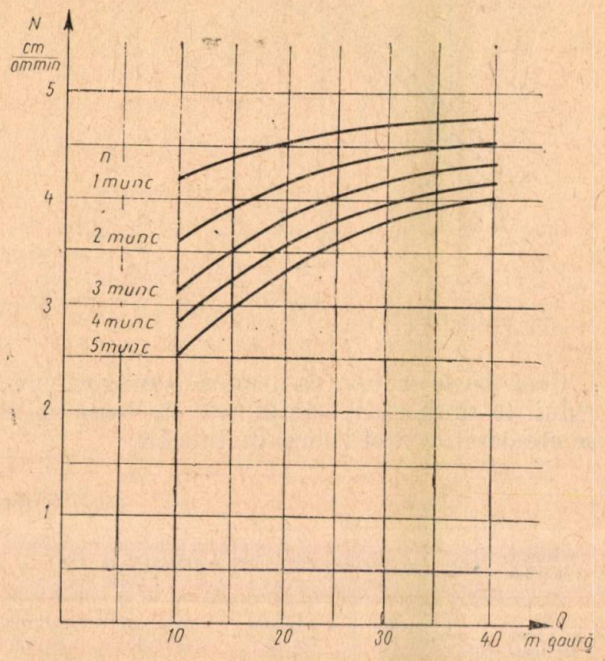


Fig. 4

Din nomogramă se poate determina legătura dintre normele compuse de producție, volumul de lucrări executat și numărul de muncitori (tabela 4).

Tabela 4

Volumul lucrărilor	Norma compusă de producție, $\left[\frac{\text{cm gaură}}{\text{om min}}\right]$ pentru			
Q, m gaură de mină	1 muncitor ($n = 1$)	2 muncitori ($n = 2$)	3 muncitori ($n = 3$)	4 muncitori ($n = 4$)
10	4,16	3,57	3,12	2,77
20	4,54	4,16	3,84	3,57
30	4,69	4,42	4,16	3,95
40	4,76	4,54	4,34	4,16

Se observă că normele compuse de producție cresc cînd numărul de muncitori rămîne același și volumul producției crește, și scad pentru

același volum de lucrări cînd numărul de muncitori crește.

Putem analiza modul de variație a normelor compuse de timp și cu ajutorul relației (10) :

$$m_s = \frac{t \sum_{i=1}^{p} m_i}{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}, \left[\frac{\text{unități de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right] \quad (10)$$

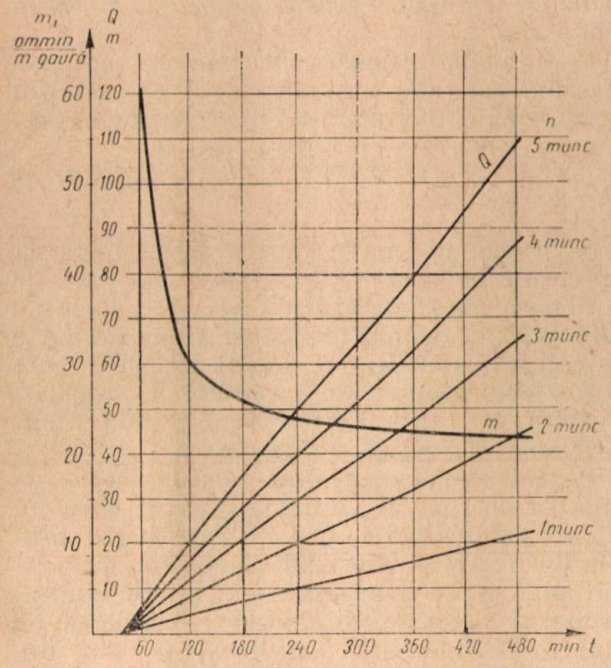


Fig. 5

Înlocuind relația (2) în (10) obținem :

$$m_s = \frac{at}{t - b}, \quad (11)$$

care ne permite să întocmim nomograma din figura 5.

Pe aceeași nomogramă reprezentăm și relația (13) care ne permite să determinăm volumul de lucrări Q ce se poate executa cu un număr variabil de muncitori n în timpul t.

Într-adevăr :

$$m_s = \frac{M}{Q} = \frac{n\,t}{Q}, \quad (12)$$

de unde :

$$Q = \frac{n\,t}{m_s} = \frac{n\,(t - b)}{a}. \quad (13)$$

Din nomogramă se poate stabili corelația care există între norma compusă de timp și volumul de lucrări care se poate executa cu un număr variabil de muncitori (tabela 5).

Tabela 5

Numărul de muncitori	Volumul de lucrări efectuat în timp t, min							
n	60	120	190	240	300	360	420	480
1	1	4	7	10	13	16	19	22 m
2	2	8	14	20	26	32	38	44 m
3	3	12	21	30	39	48	57	66 m
4	4	16	28	40	52	64	76	88 m
m_s	60	30	25,7	24	23	22,5	22,1	21,8

Rezultă că în aceeași perioadă de timp, norma compusă de timp rămîne aceeași, iar creșterea numărului de muncitori care lucrează concomitent duce la creșterea proporțională a volumului de lucrări. Cînd perioada de timp disponibilă pentru executarea unui anumit volum de lucrări crește liniar, normele compuse de timp scad după o hiperbolă echilateră cu axele $x = 0$ $y = b$:

$$N_s = \frac{t - \sum_{j=p+1}^{q} t_j}{t \sum_{i=1}^{p} m_i}, \left[\frac{\text{unități de produs}}{\text{unitate de muncă}}\right], \quad (14)$$

sau pentru un anumit complex de operații, înlocuind relația (2) în (14) avem :

$$N_s = \frac{t - b}{ta}. \quad (15)$$

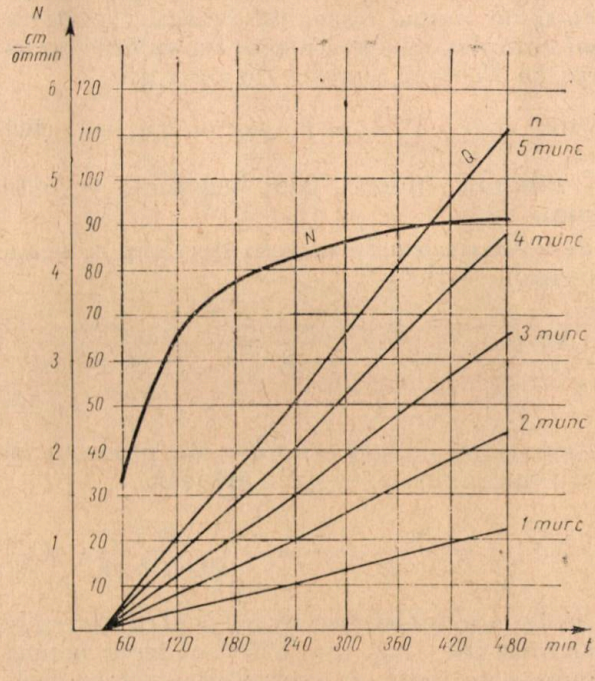


Fig. 6.

Reprezentînd relațiile (15) și (13) în nomograma din figura 6, putem stabili legătura dintre normele compuse de producție și volumul

lucrărilor posibile de executat în perioade diferite de timp, cu un număr variabil de muncitori (tabela 6).

Tabela 6

Numărul de muncitori	Volumul de lucrări efectuat în timpul t, min							
n	60	120	180	240	300	360	420	480
1	1	4	7	10	13	16	19	22 m
2	2	8	14	20	26	32	38	44 m
3	3	12	21	30	39	48	57	66 m
4	4	16	28	40	52	64	76	88 m
N_s	1,56	3,33	3,89	4,16	4,35	4,44	4,53	4,57

Pentru aceeaşi perioadă de timp, normele compuse de producţie sînt aceleaşi, iar creşterea numărului de muncitori care lucrează concomitent conduce la creşterea proporţională a volumului de lucrări.

Cînd durata disponibilă pentru executarea unui anumit volum de lucrări creşte liniar, normele compuse de producţie cresc după o hiperbolă inversă cu axele $x = 0$ $y = \frac{1}{a}$.

Din analiza efectuată rezultă că, atît normele compuse de timp, cît şi cele de producţie variază în funcţie de durata de care se dispune pentru efectuarea unui complex de operaţii.

Aceasta este o concluzie importantă de care trebuie să se ţină seamă la calculul normelor complexe.

Variaţia normelor compuse de timp este limitată de timpul disponibil pentru executarea unui complex de operaţii egal cu valorile caracteristice fiecărui complex de operaţii.

Cînd $t = \sum_{j=p+1}^{q} t_j = b$, $m_s = \infty$, iar cînd $t = 480$ min (durata unui schimb), m_s este minim.

Scăderea normei compuse de timp se poate determina astfel:

$$-\Delta m = \frac{a(t+\Delta t)}{t+\Delta t-b} - \frac{at}{t-b} = -\frac{ab\Delta t}{(t+\Delta t-b)(t-b)}, \quad (16)$$

iar creşterea normei compuse de producţie se poate determina după cum urmează:

$$\Delta N = \frac{t+\Delta t-b}{a(t+\Delta t)} - \frac{t-b}{at} = \frac{ab\Delta t}{a^2 t(t+\Delta t)}. \quad (17)$$

Se vede în ambele cazuri că pentru o creştere constantă de timp Δt, atît scăderea normei compuse de timp, cît şi creşterea normei compuse de muncă este din ce în ce mai mică.

Dacă, spre pildă, pentru efectuarea unui volum de lucrări de 63 m gaură dispunem de un timp de 3 ore, pentru a calcula exact numărul de muncitori necesari trebuie să utilizăm norma compusă aferentă acestui timp disponibil:

$$n = \frac{Q m_s}{t} = \frac{Q}{t N_s}. \quad (18)$$

Calculul corect ne indică

$$n = \frac{63 \times 25{,}7}{180} = \frac{6300}{180 \times 3{,}89} = 9 \text{ muncitori} \quad (19)$$

utilizînd normele corespunzătoare din tabelele 5 şi 6.

Utilizînd din aceleaşi tabele normele compuse aferente unui alt timp disponibil, de exemplu 8 ore, vom obţine un alt număr de muncitori:

$$n_1 = \frac{63 \times 21{,}8}{180} = \frac{6300}{180 \times 4{,}57} = 7{,}6 \text{ muncitori}, \quad (20)$$

care în realitate nu va putea executa lucrarea prevăzută în 3 ore.

Determinarea numărului corect de muncitori, care să poată executa toate lucrările programate de calitatea stabilită în timpul disponibil, este o problemă deosebit de importantă în minerit.

Astfel de greşeli pot interveni în cazul calculării normelor complexe de muncă.

Pentru executarea unui proces simplu, ca săparea unei lucrări miniere (galerie, plan înclinat, puţ, suitoare etc.), ca exploatarea substanţei minerale utile din abataj etc. alcătuit din mai multe complexe de operaţii repetatabile şi nerepetabile normele complexe de muncă se calculează, utilizîndu-se una din relaţiile de mai jos:

$$m_c = \sum_{s=1}^{u} V_s m_s + \frac{n}{Q} \sum_{r=u+1}^{v} t_r, \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right], \quad (21)$$

$$m_c = \frac{t \sum_{s=1}^{u} V_s m_s}{t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r}, \left[\frac{\text{unităţi de muncă}}{\text{unitate de produs}}\right], \quad (22)$$

$$N_c = \frac{1}{\sum_{s=1}^{u} V_s m_s + \frac{n}{Q} \sum_{r=u+1}^{v} t_r} \cdot \left[\frac{\text{unităţi de produs}}{\text{unitate de muncă}}\right], \quad (23)$$

$$N_c = \frac{t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r}{t \sum_{s=1}^{u} V_s m_s}, \left[\frac{\text{unităţi de produs}}{\text{unitate de muncă}}\right], \quad (24)$$

în care notăm cu:

m_c — norma complexă de timp aferentă procesului simplu considerat;

$V_s = \frac{Q_s}{Q}$ — volumul specific de lucrări al complexului de operaţii repetabile s $(s = 1 \ldots u)$;

m_s — normele compuse de muncă aferente complexelor de operații repetabile s $(s = 1 \ldots u)$;

n — numărul total de muncitori ai echipei (sau brigăzii) care lucrează în perioada de timp în care se face un ciclu de producție;

Q — volumul de producție aferent procesului considerat obținut în perioada de timp în care se face un ciclu de producție;

t_r — timpul necesar efectuării complexelor de operații nerepetabile r $(r = u + 1 \ldots v)$;

t — timpul în care se efectuează un ciclu de producție;

N_c — norma complexă de producție, aferentă procesului simplu considerat.

Spre pildă, în procesul simplu de săpare a unei galerii pot intra complexele de operații repetabile: perforarea găurilor, încărcarea cu exploziv și împușcarea găurilor, evacuarea materialului, susținerea galeriei, montarea instalațiilor anexe $(s = 1 \ldots 5)$, și complexele de operații nerepetabile: intrarea personalului în mină, controlul frontului de lucru, aeraj și odihnă, ieșirea personalului $(r = 6 \ldots 9)$.

Pentru a utiliza relațiile (21) și (23) este necesar să calculăm producția Q obținută în perioada de timp în care se face un ciclul de producție cu relația (25)

$$Q = \frac{n\left(t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r\right)}{\sum_{s=1}^{u} V_s m_s}, \left[\frac{\text{unități de produs}}{T}\right]. \qquad (25)$$

Cu relațiile (22) și (24) se pot calcula normele complexe de muncă fără a mai fi nevoie de determinarea producției Q cu relația (25).

Întrucît însă toate aceste relații utilizează normele compuse de muncă, a căror valoare variază în funcție de durata de care se dispune pentru efectuarea fiecărei complex de operații repetabil, durată care nu se poate cunoaște în mod exact cu anticipație, rezultatele obținute cu relațiile (21), (22), (23) sau (24) vor da rezultate apropiate de cele exacte.

Trebuie de asemenea să subliniem că normele complexe de muncă, calculate cu una din relațiile de mai sus, sînt susceptibile de variații similare cu variația normelor compuse, din cauza timpului necesar executării complexelor de operații nerepetabile. Să remarcăm similitudinea dintre relațiile (6), (10), (8), și (14) și relațiile (21), (22), (23) și (24).

Pentru a calcula în mod exact normele complexe de muncă cu relațiile (21) sau (23) este necesar să se determine în primul rînd producția Q obținută într-un ciclu de producție. În acest scop se va utiliza relația (25) în care m_s se înlocuiește cu relația (6).

Vom obține:

$$Q = \frac{n\left(t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r\right)}{\sum_{s=1}^{u} V_s \sum_{i=1}^{p} m_{si} + \sum_{s=1}^{u} V_s \frac{n_s}{Q_s} \sum_{j=p+1}^{q} t_{sj}}. \qquad (26)$$

Întrucît $V_s = \frac{Q_s}{q}$ vom înlocui în relația (26) pe

$$\frac{V_s}{Q_s} = \frac{1}{Q}.$$

Vom obține:

$$Q = \frac{n\left(t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r\right)}{\sum_{s=1}^{u} V_s \sum_{1=s}^{p} m_i + \sum_{s=1}^{u} \frac{n_s}{Q} \sum_{j=p+1}^{q} t_{sj}}. \qquad (27)$$

Scoțînd valoarea lui Q din relația (27) obținem în sfîrșit relația:

$$Q = \frac{n\left(t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r\right) - \sum_{s=1}^{u} n_s \sum_{j=p+1}^{q} j_{sj}}{\sum_{s=1}^{u} V_s \sum_{i=1}^{p} m_{si}}. \qquad (28)$$

Cu ajutorul acestei relații se poate calcula Q, utilizîndu-se normele elementare de timp ale operațiilor repetabile, timpii (t_i) necesari executării operațiilor nerepetabile, cît și timpii (t_r) necesari executării complexelor de operații nerepetabile, cu condiția de a determina numărul de muncitori care ar executa concomitent în cadrul ciclului de producție complexele de operații repetabile componente.

În acest scop, cunoscînd timpul util, urmează să se stabilească numărul de lucrători care execută simultan același complex de operații cît și succesiunea complexelor de operații, care se pot executa succesiv sau în paralel. Pe această bază se stabilește un Q foarte apropiat de cel real. Trebuie să se verifice dacă prin modul de grupare a muncitorilor este posibil de a se realiza în practică complexele de operații ale procesului considerat.

Se va determina în acest scop timpul necesar subechipelor de muncitori pentru îndeplinirea fiecărui complex de operații cu relația:

$$t_s = \frac{Q V_s \sum_{i=1}^{p} m_{si} + n_s \sum_{j=p+1}^{q} t_{sj}}{n_s} \text{ (pentru } s = 1 \ldots u). \qquad (29)$$

Suma acestor timpi, necesari executării complexelor de operații succesive, trebuie să fie egală cu timpul disponibil $t - \Sigma t_r$. Timpii necesari complexelor de operații suprapuse tre-

buie să se înscrie și ei în timpul disponibil. Întrucît cu ajutorul relației (28) cantitatea de muncă necesară executării tuturor complexelor de operații se înscrie exact în fondul de muncă disponibil, dacă relațiile de mai sus nu se verifică la o subechipă sau cel mult la două, trebuie modificat numărul de muncitori al subechipelor și timpul disponibil pentru executarea lucrărilor.

Determinîndu-se volumul producției pe ciclu posibil de executat cu echipa aleasă într-un număr anumit de ore, se trece la calculul normelor complexe de timp și de producție.

Calculul se poate efectua pe două căi diferite.

Determinîndu-se cu relația (29) timpul t_s necesar executării fiecărui complex de operații repetabil, se calculează cu ajutorul relațiilor (10) sau (14) normele compuse exacte ce urmează a fi valabile pentru cazul de față. Introducîndu-se în relația (22) sau (24), se determină norma complexă de timp sau de producție exactă.

Cea de-a doua cale de calcul este următoarea. În relația (21) vom înlocui normele compuse m_s cu egalul lor din relația (6).

Vom obține :

$$m_c = \sum_{s=1}^{u} V_s \left[\sum_{i=1}^{p} m_{si} + \frac{n_s}{Q_s} \sum_{j=p+1}^{q} t_{sj} \right] + \frac{n}{Q} \sum_{r=u+1}^{v} t_r , \tag{30}$$

care se poate pune sub forma ei generală :

$$m_c = \sum_{s=1}^{u} V_s \sum_{i=1}^{p} m_{si} + \frac{1}{Q} \left[\sum_{s=1}^{u} n_s \sum_{j=p+1}^{q} t_{sj} + n \sum_{r=u+1}^{v} t_r \right]. \tag{31}$$

Inversa acestei relații ne permite să calculăm norma complexă de producție :

$$N_c = \frac{1}{m_c}. \tag{32}$$

Relațiile (31) și (32) ne permit calculul direct al normelor complexe, fără a calcula mai întîi normele compuse de timp sau de producție și apoi normele complexe pentru procesul considerat.

În cadrul unei aplicații vom arăta modul de efectuare al calculelor normelor complexe pentru procesul de săpare a unei galerii, indicînd și erorile care se pot face dacă nu se acordă atenția necesară modului de calcul și de organizare corectă a procesului considerat.

Analizînd procesul de săpare a unei galerii, constatăm că se compune din următoarele complexe de operații repetabile :

1 — perforarea găurilor ;
2 — încărcarea cu exploziv și împușcarea găurilor ;
3 — evacuarea materialului ;
4 — susținerea galeriei ;
5 — montarea instalațiilor anexe ;

și următoarele complexe de operații nerepetabile :

1 — intrarea în mină ;
2 — controlul frontului de lucru ;
3 — aeraj și odihnă ;
4 — ieșirea personalului.

La rîndul său fiecare complex de operații repetabil se împarte în operații repetabile și și nerepetabile.

1. Perforarea găurilor se împarte în următoarele operații repetabile :
— perforarea propriu-zisă ;
— schimbarea sfredelului ;
— ungerea perforatorului ;
— trecerea la altă gaură ;

și în următoarele operații nerepetabile :
— montarea perforatorului ;
— încercarea în gol a perforatorului ;
— demontarea perforatorului.

2. Încărcarea cu exploziv și împușcarea găurilor se împarte în următoarele operații repetabile :
— pregătirea burajului ;
— încărcarea cu exploziv și burarea găurilor ;
— efectuarea legăturilor electrice ;

și în următoarele operații nerepetabile :
— aducerea materialului exploziv ;
— demontarea instalațiilor din front ;
— transportul acestora și al sculelor ;
— protecția și împușcarea electrică a găurilor.

3. Evacuarea materialului se împarte în următoarele operații repetabile :
— încărcarea vagonetului ;
— transportarea vagonetului plin ;
— transportarea vagonetului gol ;

și în următoarele operații nerepetabile :
— pregătirea și aducerea sculelor pentru încărcare ;
— strîngerea și transportarea lor.

4. Susținerea galeriei se împarte în următoarele operații repetabile :
— ajustarea lemnului
— montarea cadrului
— montarea bandajelor și rambleiere

și în următoarele operații nerepetabile :
— transportarea sculelor și pregătirea lor ;
— transportarea lemnului ;
— strîngerea și transportarea sculelor.

5. Montarea instalațiilor anexe se împarte în următoarele operații repetabile :
— montarea căii ferate ;
— montarea conductelor ;

— montarea burlanelor de aerj;
— montarea conductei electrice;

şi în următoarele operaţii nerepetabile:

— transportul şi pregătirea sculelor;
— transportul materialelor necesare;
— strîngerea şi transportul sculelor.

În cadrul acestui exemplu, luat pentru a ilustra importanţa pe care o prezintă calculul corect al normelor compuse şi complexe, considerăm că s-au determinat următoarele norme elementare pentru operaţiile repetabile şi următorii timpi consumaţi pentru executarea operaţiilor nerepetabile ale fiecărui complex de operaţii, după cum urmează (tabela 7).

Tabela 7

Complexele de operaţii	Normele elementare m_{si}	Timpul consumat pentru operaţiile nerepetabile t_{sj}, h
Perforarea găurilor	$\sum_{i=1}^{4} m_{1i} = 0{,}334 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m gaură de mină}}\right]$	$\sum_{j=5}^{7} t_{1j} = 0{,}664$
Încărcarea cu exploziv şi împuşcarea găurilor	$\sum_{i=1}^{3} m_{2i} = 0{,}032 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m gaură de mină}}\right]$	$\sum_{j=4}^{7} t_{2j} = 0{,}280$
Evacuarea materialului	$\sum_{i=1}^{3} m_{3i} = 0{,}380 \left[\frac{\text{om h}}{\text{t}}\right]$	$\sum_{j=4}^{5} t_{3j} = 0{,}250$
Susţinerea galeriei	$\sum_{i=1}^{3} m_{4i} = 4{,}500 \left[\frac{\text{om h}}{\text{cadru}}\right]$	$\sum_{j=4}^{6} t_{4j} = 0{,}700$
Montarea instalaţiilor conexe	$\sum_{i=1}^{4} m_{5i} = 1{,}000 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m galerie}}\right]$	$\sum_{j=4}^{7} t_{5j} = 0{,}500$
Complexele de operaţii nerepetabile		$\sum_{r=6}^{9} t_r = 1{,}500$

Tabela 8

Specificarea complexelor de operaţii	Normele compuse de timp m_s calculate pentru timpul util t, h								Unitatea
	1	2	3	4	5	6	7	8	h
Perforare	1,0000	0,5000	0,4280	0,4000	0,3830	0,3750	0,3680	0,3630	$\left[\frac{\text{om h}}{\text{m gaură de mină}}\right]$
Încărcare cu exploziv şi împuşcare	0,0444	0,0370	0,0349	0,0341	0,0338	0,0333	0,0331	0,0331	$\left[\frac{\text{om h}}{\text{m gaură de mină}}\right]$
Evacuarea materialului	0,5060	0,4340	0,4140	0,4050	0,4000	0,3960	0,3920	0,3920	$\left[\frac{\text{om h}}{\text{t}}\right]$
Susţinerea	15,0000	6,9230	5,8690	5,4540	5,2320	5,0940	5,0000	4,9310	$\left[\frac{\text{om h}}{\text{cadru}}\right]$
Montarea instalaţiei conexe	2,0000	1,3330	1,2000	1,1420	1,1110	1,0900	1,0760	1,0660	$\left[\frac{\text{om h}}{\text{m galerie}}\right]$

Cu datele din tabela 7 se pot calcula, pentru fiecare complex de operaţii repetabil, normele compuse de timp înscrise în tabela 8.

Cunoscînd următoarele date caracteristice: secţiunea galeriei $S = 10{,}77$ m²;
numărul de găuri de perforat $G = 25$ găuri;
coeficientul de corecţie pentru înclinare şi rupere $K = 0{,}85$;
distanţa la care trebuie puse cadrele de susţinere $D = 1{,}2$ m;
greutatea specifică a materialului $\gamma = 2{,}2$ t/m³;
putem calcula volumele specifice V_s după cum urmează:

$$V_1 = \frac{G}{K} = \frac{25}{0{,}85} = 29{,}4 \left[\frac{\text{m gaură}}{\text{m înaintare}}\right],$$

$$V_2 = V_1$$

$$V_3 = S_j = 10{,}77 \times 2{,}2 = 23{,}694 \left[\frac{\text{t}}{\text{m înaintare}}\right], \quad (32)$$

$$V_4 = \frac{1}{D} = \frac{1}{1{,}2} = 0{,}833 \left[\frac{\text{cadre}}{\text{m înaintare}}\right],$$

$$V_5 = 1 \left[\frac{\text{m de instalaţie}}{\text{m de înaintare}}\right]$$

Cu aceste date să calculăm normele complexe de muncă pentru o echipă de cinci muncitori, care efectuează un ciclu de 8 ore.

Determinarea volumului producției Q se va face cu relația (28) presupunînd că modul de organizare a echipei se va putea face ca mai jos.

După intrarea în mină și copturirea locului de muncă, întreaga echipă de cinci muncitori va efectua transportul materialului, apoi se vor forma două subechipe care vor efectua suprapus următoarele complexe de operații:

— o subechipă de trei muncitori la perforarea găurilor și apoi la încărcarea cu exploziv și împușcare;

— o subechipă de doi muncitori la susținerea galeriei și apoi la montarea instalațiilor conexe.

Acest mod de succesiune a complexelor de operații va trebuie verificat după determinarea lui Q.

Relația (28) scrisă desfășurat pentru procesul de săpare a galeriei va arăta astfel:

$$Q=\frac{nt-n\sum_{r=u+1}^{v} t_r - n_1\sum_{j=p+1}^{q} t_{1j} - n_2\sum_{j=p+1}^{q} t_{2j} - \ldots n_5\sum_{j=p+1}^{q} t_{5j}}{V_1\sum_{i=1}^{p} m_{1i} + V_2\sum_{i=1}^{p} m_{2i} + \ldots V_5\sum_{i=1}^{p} m_{5i}} \qquad (33)$$

Introducînd în relația (33) datele din aplicația de față avem:

$$Q=\frac{5\times 8-5\times 1{,}5-3\,(0{,}664+0{,}280)-5\times 0{,}25-2(0{,}7+0{,}5)}{29{,}4\,(0{,}334+0{,}032)+23{,}694\times 0{,}38+0{,}833\times 4{,}5+1}=$$

$$=1{,}061\left[\frac{\text{m}}{\text{ciclu}}\right].$$

Spre a verifica modul de organizare prevăzut pentru executarea complexelor de operații pe subechipe, vom calcula cu relația (29) timpul necesar pentru îndeplinirea fiecărui complex de operații.

$$t_1=\frac{1{,}061\times 29{,}4\times 0{,}334+3\times 0{,}664}{3}=4{,}14\left[\frac{\text{h}}{\text{ciclu}}\right];$$

$$t_2=\frac{1{,}061\times 29{,}4\times 0{,}032+3\times 0{,}28}{3}=0{,}61\left[\frac{\text{h}}{\text{ciclu}}\right];$$

$$t_3=\frac{1{,}061\times 23{,}694\times 0{,}38+5\times 0{,}25}{5}=2{,}16\left[\frac{\text{h}}{\text{ciclu}}\right];$$

$$t_4=\frac{1{,}061\times 0{,}833\times 4{,}5+2\times 0{,}7}{2}=2{,}69\left[\frac{\text{h}}{\text{ciclu}}\right];$$

$$t_5=\frac{1{,}061\times 1\times 1+2\times 0{,}5}{2}=1{,}03\left[\frac{\text{h}}{\text{ciclu}}\right];$$

Verificînd modul de încadrare a complexelor de operații în timpul de lucru disponibil de 6,5 h constatăm că trebuie să facem modificarea modului de executare a complexului de operații, evacuarea materialului: trei muncitori vor efectua evacuarea materialului în 1,75 oră, iar doi muncitori vor efectua evacuarea materialului în 2,78 ore.

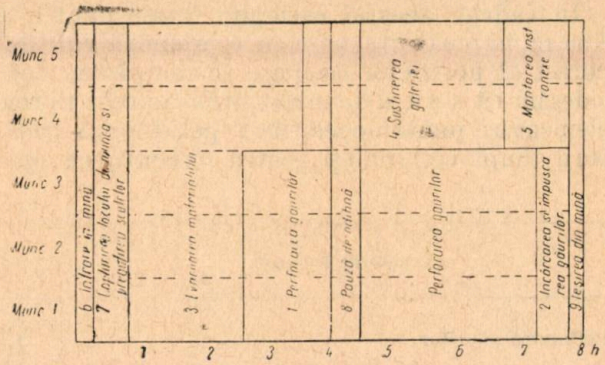


Fig. 7

Așa după cum se vede în figura 7 în felul acesta se vor efectua:

— de o subechipă de 3 muncitori:
evacuarea materialului, 1,75 h
perforarea găurilor, 4,14 h
încărcarea și împușcarea găurilor, 0,61 h
Total timp disponibil, 6,50 h;

— de o subechipă de 2 muncitori:
evacuarea materialului, 2,78 h
susținerea galeriei, 2,69 h
montarea instalațiilor conexe, 1,03 h
Total timp disponibil, 6,50 h.

Se observă că modificarea de structură a echipelor de muncitori care execută complexul de operații, evacuarea materialului, se încadrează în același consum de muncă, adică:

$$5\times 2{,}16=3\times 1{,}75+2\times 2{,}78=10{,}80\ [\text{om h/ciclu}].$$

Calculul normelor complexe se poate efectua după cum am indicat pe două căi diferite.

Pe baza timpilor t_0 se calculează normele compuse ale complexelor de operații repetabile cu ajutorul relației (10).

Înlocuind avem:

$$m_1=\frac{4{,}14\times 0{,}334}{4{,}14-0{,}664}=0{,}398\left[\frac{\text{om h}}{\text{m gaură}}\right];$$

$$m_2=\frac{0{,}61\times 0{,}032}{0{,}61-0{,}28}=0{,}059\left[\frac{\text{om h}}{\text{m gaură}}\right];$$

$$m_3'=\frac{1{,}75\times 0{,}380}{1{,}75-0{,}250}=0{,}443\left[\frac{\text{om h}}{\text{t}}\right],$$

$$\text{pentru } V_3'=11{,}518\left[\frac{\text{t}}{\text{m}}\right];$$

$$m_3'' = \frac{2{,}78 \times 0{,}380}{2{,}78 - 0{,}25} = 0{,}417 \left[\frac{\text{om h}}{\text{t}}\right],$$

pentru $V_3'' = 12{,}176 \left[\frac{t}{\text{m}}\right]$;

$$m_4 = \frac{2{,}69 \times 4{,}5}{2{,}69 - 0{,}7} = 6{,}082 \left[\frac{\text{om h}}{\text{cadru}}\right];$$

$$m_5 = \frac{1{,}03 \times 1}{1{,}03 - 0{,}5} = 1{,}943 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m înaintare}}\right].$$

Introducînd normele compuse astfel calculate în relaţia (22) obţinem :

$$m_c = \frac{8\,[29{,}4\,(0{,}398 + 0{,}059) + 11{,}518 \times 0{,}443 + 12{,}176 \times 0{,}417 + 0{,}833 \times 6{,}082 + 1{,}943]}{6{,}5},$$

$$m_c = 37{,}7 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m galerie}}\right].$$

Norma complexă la producţie este :

$$N_c = \frac{1}{87{,}7} = 0{,}0265 \left[\frac{\text{m galerie}}{\text{om h}}\right] = 0{,}212 \left[\frac{\text{m galerie}}{\text{om schimb}}\right].$$

Calculele efectuate în mod direct, fără calculul normelor compuse, cu ajutorul relaţiei (31) ne dau acelaşi rezultat :

$$m_c = 29{,}4\ (0{,}334 + 0{,}032) + 23{,}694 \times 0{,}380 +$$

$$+ 0{,}833 \times 4{,}5 + 1 \times 1 + \frac{1}{1{,}061}\ (3 \times 664 +$$

$$+ 3 \times 0{,}28 + 5 \times 0{,}25 + 2 \times 0{,}5 +$$

$$+ 5 \times 1{,}5) = 37{,}7 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m galerie}}\right].$$

Dacă s-ar determina normele complexe pe baza unor norme compuse, calculate în mod arbitrar, spre pildă pentru un timp de 6 ore (din tabela 8), cu ajutorul relaţiei (22) obţinem o normă complexă de timp mai redusă.

$$m_c' = \frac{8\,[29{,}4\ (0{,}375 + 0{,}033) + 23{,}694 \times 0{,}396 + 0{,}833 \times 5{,}094 + 1 \times 1{,}09]}{6{,}5}$$

$$m_c' = 32{,}8 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m galerie}}\right].$$

Eroarea de calcul de circa 13% considerăm că este maximă, întrucît nu este raţional să socotim normele compuse, la un timp care să depăşească pe cel disponibil aferent executării complexelor de operaţii repetabile.

$$t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r > t_s.$$

Cînd complexele de operaţii repetabile sînt succesive atunci :

$$t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r = \sum_{s=1}^{u} t_s.$$

În cazul cînd complexele de operaţii se efectuează succesiv şi suprapus ca în cazul de faţă atunci desigur că :

$$t - \sum_{r=u+1}^{v} t_r < \sum_{s=1}^{u} t_s.$$

Dacă printr-o apreciere aproximativă introducem în relaţia (22) norme compuse apropiate de cele reale, eroarea ce se face este mult mai redusă :

$$m_c'' = \frac{8\,[29{,}4\,(0{,}4 + 0{,}0444) + 23{,}694 \times 0{,}434 + 0{,}833 \times 5{,}869 + 1 \times 2]}{6{,}5}$$

$$m_c'' = 37{,}1 \left[\frac{\text{om h}}{\text{m galerie}}\right].$$

Concluzii

S-a studiat modul de variaţie a normelor compuse de muncă în funcţie de timpul disponibil rezervat efectuării complexelor de operaţii repetative, determinîndu-se relaţiile de calcul şi metodologia care permite determinarea exactă a normelor complexe de muncă corespunzătoare unui anumit mod de organizare a procesului de producţie.

S-a arătat importanţa pe care o prezintă determinarea corectă a normelor de muncă, legată nu numai de executarea cantitativă, ci şi de calitatea lucrărilor respective, în care scop trebuie determinate criteriile obiective de apreciere a calităţii lucrărilor.

BIBLIOGRAFIE

Luca Marius Al., C. *Cu privire la relaţiile utilizate în industria minieră pentru calculul normelor de muncă.* Revista Minelor, nr. 1, 1965.

PROTECȚIA MUNCII ȘI TEHNICA SECURITĂȚII

Instalație pentru cercetarea în laborator a mijloacelor individuale de protecție contra prafului silicogen

Ing. *M. PATRAȘCU*,
ing. *P. BITIR* și
ing. *M. COCULESCU*

Mecanizarea continuă a proceselor de producție în subteranul minelor a dus la creșterea concentrațiilor de praf în atmosfera locurilor de muncă.

În Republica Socialistă România protecția muncii este o problemă de stat și în consecință trebuie luate tot felul de măsuri pentru combaterea prafului în locurile de muncă unde lucrează oameni, în vederea prevenirii îmbolnăvirilor pneumoconiotice.

Înainte de 23 August 1944, în țara noastră nu se aplicau, decît cu mici excepții, mijloace de combatere a prafului la nici o operație generatoare de praf, majoritatea minerilor, în special de la minele de minereuri, fiind bolnavi de silicoză. O importanță deosebită s-a acordat în zilele noastre problemelor de protecția muncii, printre care și problemei prevenirii și combaterii pulberilor industriale. Cu problemele de combatere a silicozei, pe cale tehnică și medicală, se ocupă o serie de institute din țara printre care: institutele de igienă și boli profesionale din București, Cluj, Iași, Stația de cercetări pentru securitatea minieră din Petroșeni, Sectorul de cercetări miniere Baia Mare, precum și inspecțiile de stat pentru igiena și protecția muncii.

Stația de cercetări pentru securitate minieră din Petroșeni a determinat pericolul îmbolnăvirilor de silicoză la o serie de mine din țară, a experimentat cele mai eficace mijloace de combatere a prafului la principalele operații generatoare de praf din subteran și a indicat, în funcție de condițiile locale ale fiecărei mine, cele mai corespunzătoare și eficace mijloace de combatere a prafului silicogen. S-au întocmit studii cu privire la aceste probleme pentru C. C. V. J., T. M. Baia Mare, T. M. Argeș, T. M. Oltenia, I. M. Anina, T. M, Cluj, I. M. Bihor, I. M. Comănești, T. M. Orșova, I. M. Vatra Dornei etc., iar cu mijloace de combatere a prafului silicogen în subteran s-au experimentat: la perforare — perforajul umed cu injecție axială și laterală, aparatul Nemcsek, aparatul Mariaș, aparatul cu spumă, pulverizarea apei la gura găurii; la împușcare — burajul cu apă, perdele de ceață, pungi cu apă, iar la încărcare — stropirea materialului cu apă simplă și apă cu adaos de umectant.

Cu mijloace ajutătoare de combatere a prafului s-au experimentat: aerajul parțial — indispensabil oricărei lucrări miniere și măștile de protecție individuală contra prafului.

Rezultatele obținute în decursul experimentării mijloacelor de combatere amintite, atît din punctul de vedere al eficienței de reducere a prăfuirii, precum și al modului de comportare în exploatare, comparabile cu cele obținute și în alte țări, arată în mod clar că tehnica mineritului dispune în prezent de suficiente posibilități de luptă împotriva îmbolnăvirilor de silicoză.

Problema importantă pentru viitor rămîne preocuparea susținută a cadrelor din producție pentru introducerea și generalizarea măsurilor celor mai corespunzătoare, în funcție de condițiile specifice locurilor de muncă, precum și pentru crearea unei opinii de masă în rîndul minerilor în ceea ce privește aplicarea în practică a acestora.

Printre mijloacele de protecție contra pulberilor silicogene se numără și măștile antipraf.

Folosirea acestora în medii cu praf poate fi făcută după o prealabilă cercetare în laborator, în ceea ce privește eficiența de reținere a prafului și jena la respirație, precum și după o urmărire a modului de comportare în subteran.

Pînă în prezent, în țara noastră nu a existat metodologie și normative pentru încercarea și acceptarea măștilor antipraf, fapt care nu permitea o bună orientare spre acceptarea celor mai corespunzătoare tipuri de măști. Alegerea măștilor numai după datele din prospecte nu este recomandabilă. Încercarea în subteran a măștilor, în condiții variabile de prăfuire și umiditate, nu este de asemenea recomandabilă deoarece la același tip de măști eficiențele și jenele la respirație depind de concetrațiile de praf, granulația particulelor de praf din aer, natura prafului, umiditatea aerului, debitul și timpul de aspirație prin mască etc.

Păstrarea acestor parametri constanți, în condițiile din subteran, este imposibilă.

În unele țări, cu experiență în domeniul construcției măștilor antipraf, încercările se efectuează în laborator, în camere de prăfuire care, în general, se aseamănă între ele și în care se pot realiza condițiile de experimentare dorite.

Instalațiile pentru încercarea măștilor antipraf ale Institutului de cercetări pentru praf de la Bonn și a Institutului din Roma (ENPI) sînt în principiu asemănătoare. Cuarțul se macină într-o moară, particulele fin măcinate sînt antrenate de un curent de aer ce trece prin moară și, după ce sînt sitate de două ori, trec în camera de încercare. Praful are următoarele greanulații: 75—80% sub doi microni 17—22% între 2 și 5 microni și restul de 5—10 microni.

Instalația pentru încercarea măștilor antipraf a firmei Pirelli din Italia se deosebește de primele numai prin aceea că aerul care transportă praful, înainte de a ajunge în camera de prăfuire, trece și printr-un ciclon. Asemănătoare este și instalația belgiană pentru încercarea filtrelor de praf și a măștilor antipraf.

În țara noastră pînă în prezent diferitele tipuri de măști antipraf, procurate de către Ministerul Minelor, erau experimentate de S.C.S.M. direct în subteran.

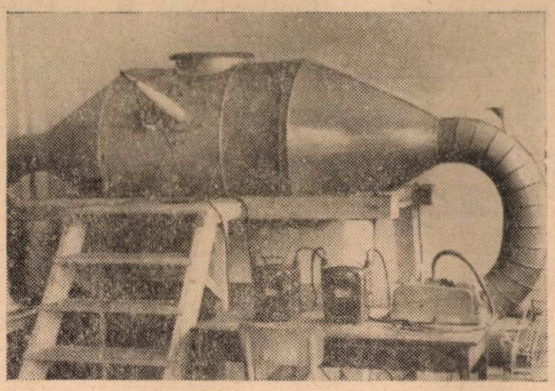


Fig. 1. Vedere de ansamblu a instalației pentru încercarea măștilor antipraf.

Eficiențele stabilite pentru fiecare mască încercată în subteran, în condiții diferite de experimentare, nu puteau fi comparate, din motivele arătate și deci nu se puteau trage concluzii ferme, referitoare la acceptarea celor mai bune tipuri. Aceste greutăți, care au apărut în problema încercării măștilor antipraf, au determinat colectivul laboratorului de combatere a prafului silicogen de la S.C.S.M. să conceapă și să realizeze o instalație de încercare a măștilor, diferită ca principiu de funcționare de instalațiile din străinătate.

Instalația este în circuit închis și etanșă față de mediul exterior. Camera de prăfuire a instalației are forma cilindrică cu terminații tronconice racordabile la o coloană de tuburi care închide circuitul. Diametrul porțiunii cilindrice a camerei este de 1 300 mm, iar a coloanei de tuburi de 300 mm. Volumul camerei de de prăfuire este de circa 3 m^3, iar lungimea de 3 300 mm. Lungimea totală a instalației este de 4 800 mm. Camera de prăfuire și coloana de tuburi sînt confecționate din tablă cu grosimea de 3 mm. Pe partea superioară a porțiunii cilindrice a camerei de prăfuire s-a practicat o ușă de vizitare în vederea curățirii, cu diametrul de 650 mm. Pe partea laterală a aceleeași porțiuni s-au practicat două deschideri circulare cu diametre de 150 mm, respectiv 200 mm, pentru introducerea măștilor și a aparatelor pentru determinarea prăfuirilor în interiorul camerei de încercare. În jurul acestora s-au executat șase orificii cu diametrele de 6 mm pentru introducerea de sonde în vederea diferitelor măsurători de prăfuire și depresiune. În coloana de tuburi se află un ventilator axial acționat de un motor electric, montat în exterior, care realizează circuitul închis al aerului cu praf în instalație.

Curentul de aer creat de ventilator menține în suspensie praful fin introdus printr-o mică pîlnie de alimentare, în coloana de tuburi.

Cea mai dificilă problemă în legătură cu punerea la punct a instalației a fost realizarea și menținerea constantă timp îndelungat a concentrației dorite de praf.

La primele încercări întreaga cantitate de praf a fost introdusă în circuitul de aer la începutul experimentării și s-a constatat că nu se menține în suspensie în întregime. O parte se depune pe pereții camerei de prăfuire, unde viteza curentului de aer este mai mică. După numeroase încercări, prin analiza diagramelor de prăfuire construite, s-a constatat că în fiecare jumătate de oră concentrația de praf scădea de 1,33 ori.

După o serie de experimentări s-a reușit să se înlăture această scădere a concentrațiilor de praf prin alimentarea continuă cu praf a instalației cu ajutorul unui jgheab din tablă fixat pe pîlnia de alimentare și care vibrează datorită trepidațiilor produse de motor, alimentînd instalația în mod constant cu praf. În funcție de înclinarea jgheabului se poate realiza concentrația de praf dorită.

Ca urmare, în camera de prăfuire se pot realiza concentrații de praf constante și cu același grad de dispersie, pe o durată mare de funcționare. Astfel, diferite tipuri de măști antipraf sînt supuse unor condiții identice de experimentare.

După realizarea camerei de prăfuire, s-a pus problema stabilirii unei metodologii de încercare a măștilor contra prafului în laborator.

Din materialul documentar consultat rezultă că metodologiile de încercare a măștilor diferă de la o țară la alta. Mai mult, chiar în aceeași țară se aplică metodologii diferite (Italia — firma Pirelli și Institutul ENPI din Roma).

Astfel, în ce privește natura prafului, se utilizează praf cu conținuturi diferite de SiO_2 liber (85—99%), praf de calcar, amestec de praf de cărbune și cuarț, albastru de metilen, aerosoli de parafină, aerosoli de ulei etc.

În legătură cu concentrațiile de praf din camerele de prăfuire, acestea variază între 11 750 și 24 000 particule pe centimetru cub de aer sau chiar mai mult. Gradul de dispersie a pulberilor folosite este, de asemenea, foarte variabil (de la 60% sub 5 microni pînă la 100% sub 5 microni). Debitele de aspirare prin mască pentru stabilirea eficienței de reținere a prafului variază între 24 l/min și 50 l/min pe lîngă faptul că acestea pot fi continue sau pulsatorii.

În acest sens s-au făcut eforturi pentru unificarea metodelor de încercare a măștilor. Astfel, în anul 1959, la al cincilea colocviu internațional în legătură cu problemele legate de praful silicogen, majoritatea participanților au căzut de acord să existe în problema încercării măștilor antipraf o colaborare internațională. Se propusese să se pună la dispoziția membrilor comisiei cîte un tip de mască pentru încercări comparative însă, pînă în prezent, nu s-a realizat acest lucru.

Ținînd seamă de metodologiile și normativele folosite de diferite state, sau institute de cercetări, de experiența S.C.S.M. și I.I.P.M. în acest domeniu și de dotarea existentă cu aparatură de control, a gradului de prăfuire, s-a stabilit provizoriu pentru încercarea măștilor antipraf în laborator, următoarea metodologie :

— concentrația de praf în camera de prăfuire de 15 000 $\pm$ 3 000 particule pe centimetru cub de aer ;

— gradul de dispersie a prafului de 100% sub 3 microni, din care 60% sub 1 micron ;

— natura prafului de 99—100% SiO_2 liber ;

— debitul de aer pentru determinarea eficienței de reținere de 32 l/min, continuu ;

— debitul continuu pentru determinarea jenei la respirație de 32—68 —90—107 l/min. Debitul de 32 l/min este corespunzător debitului mediu de respirație a muncitorilor la efort maxim, iar debitele de 90 și 107 l/min corespunzătoare vîrfurilor de respirație ;

— jena respiratorie se determină inițial și după două ore de aspirație a aerului prăfuit prin mască ;

— eficiența de reținere a prafului se determină din 30 în 30 min în decurs de două ore ;

— se va stabili în laborator spațiul mort, cîmpul vizual, suprafața filtrelor etc.

Ca aparate de laborator s-au folosit împingerile pentru recolătri de probe de praf înainte de mască și după filtrarea aerului prin mască, iar pentru măsurarea jenei respiratorii minimetrul Askania.

Condițiile de experimentare acceptate provizoriu de către S.C.S.M.—Petroșeni și I.I.P.M.—București și realizate în camera de prăfuire a S.C.S.M. sînt deci asemănătoare cu cele utilizate și de alte țări, rezultatele obținute pentru diferite tipuri de măști putînd fi astfel comparate.

Pînă în prezent în camera de prăfuire a S.C.S.M. s-au încercat un număr de 16 tipuri de măști de producție indigenă și străină.

Rezultatele obținute în laborator pentru cele mai corespunzătoare tipuri de măști sînt redate în tabela 1.

După cum reiese din tabela 1, concentrațiile de praf la care s-au încercat măștile, obținute în camera de prăfuire, s-au menținut în jurul a 15 000 particule pe centimetru cub de aer, variind între 14 150 particule pe centimetru cub de aer și 16 430 particule pe centimetru cub de aer.

Tabela 1

Tipul măștii	Concentrația de praf, part./cm³/s		Eficiența de reținere a prafului, %	Jena la inspirație, mm c.a.				Jena la expirație, la 32 l/min. mm c.a.
				inițială		după 120 min		
	în fața măștii în aer nefiltrat	după mască în aer filtrat		la 32 l/min	la 107 l/min	la 32 l/min	la 107 l/min	
Lepestok (U.R.S.S.)	14 150—15 690	260—360	98,1—97,7	3,00	7,94	3,90	10,20	3,88
Pirelli BN_8 C (Italia)	14 670—16 430	420—340	97,1—97,9	4,94	12,70	5,53	14,35	5,45
Siebe Gorman (Anglia)	15 340—16 000	730—752	95,2—95,3	4,20	11,85	5,18	14,00	8,87
Dräger (R.F.G.)	15 100—15 330	1 020—760	93,2—95,0	4,55	12,32	5,27	14,80	4,72
Healtguard (S.U.A.)	14 390—15 050	1 200—1 440	91,6—90,4	7,21	22,60	10,60	35,33	12,31

Tipurile de măști prezentate în tabelă, pe lîngă eficiența ridicată de reținere a prafului sînt ușor de suportat, avînd jene respiratorii reduse, cu excepția tipului Healtguard (S.U.A.) care, deși are jena mai ridicată decît celelalte tipuri de măști eficiente, se situează, totuși, sub limita de depresiunie maximă admisă de diferite țări.

Din tabela 1 rezultă de asemenea că, cu toată eficiența ridicată a măștilor amintite, concentrațiile de praf care trec prin măști depășesc limitele admise (de 600 particule pe centimetru cub de aer), cu excepția măștilor Lepestok și Pirelli BN_8C, limită maximă admisă pentru pulberile cu conținut de SiO_2 liber de 10—70%. Din studiile efectuate de S.C.S.M. la diferite unități miniere din țară reiese că conținutul de

SiO_2 liber în praful din roci în majoritatea cazurilor este cuprins între aceste limite.

Diferite tipuri de măşti din burete, fabricate în R.F.G., R.P.P., Italia (neredate în tabelă), experimentate în stare uscată şi umezită, precum şi măştile Super-Toucan, confecţionate din spumă de policlorură de vinil, s-au dovedit necorespunzătoare, datorită eficienţei iniţiale de reţinere a prafului foarte mică, cuprinsă între 14,1 şi 38,9%.

Măştile antipraf indigene FP-45, deşi au eficienţă de reţinere a prafului de 81,4—93,5%, s-au dovedit necorespunzătoare din cauza jenei iniţiale la inspiraţie de 12,2—19,45 mm col. apă la un debit de aspiraţie de 32 l/min. De asemenea, măştile indigene MP-63, încercate cu diferite tipuri de filtre, deşi dau jene respiratorii mici (de 2,32—5,73 mm col. apă la începutul aspirării şi de 3,54—8,95 mm col. apă după 2 ore de funcţionare), nu corespund avînd o eficienţă iniţială de 46,5—54,4%.

În expunere s-au redat numai eficienţele iniţiale după trei minute de aspirare a aerului prăfuit prin măşti, deoarece acestea sînt cele mai reprezentative, întrucît indică eficienţele măştilor în condiţiile cele mai nefavorabile cînd porii filtrelor sînt complet liberi, lăsînd să treacă cantitatea cea mai mare de praf. Treptat, pe măsură ce se aspiră aer prăfuit prin mască, filtrele se colmatează, ridicînd iluzoriu eficienţele acestora. Acest lucru se observă mai ales la măştile cu eficienţă iniţială redusă, care prin colmatare, după două ore de funcţionare, ajung la eficienţe şi jene ridicate.

În vederea acceptării unei măşti, parametrii principali şi hotărîtori sînt eficienţa şi jena respiratorie.

Valorile normative ale acestor parametri şi metodologia de stabilire a lor diferă de la o ţară la alta.

Astfel, în R. F. G. gradul de filtrare al măştilor antipraf se stabileşte în primele 20 minute şi se declară satisfăcător pentru eficienţe iniţiale mai mari de 95% la filtre noi, neexpuse la praf şi pentru eficienţe medii, calculate în timpul celor 20 de minute, mai mari de 96%. De asemenea, se arată că jena iniţială la inspiraţie trebuie să fie mai mică de 8 mm col. apă la un debit de aer de 30 l/min şi mai mică de 25 mm col. apă la un debit de aer de 90 l/min. După o oră de funcţionare jena la inspiraţie trebuie să fie mai mică de 10 mm col. apă la debitul de 30 l/min şi mai mică de 40 mm col. apă la debitul de 90 l/min.

În Belgia, se admite o jenă la inspiraţie iniţială de maximum 10 mm col. apă la debit continuu de aer de 50 l/min iar după 90 minute de funcţionare de maximum 15 mm col. apă. Măştile care nu ating după 30 minute de funcţionare eficienţa de 80% sau după 90 minute eficienţa medie de 90%, nu sînt acceptate.

În Japonia, pentru filtrele cu eficienţă mai mare de 95%, rezistenţa la respiraţie nu trebuie să depăşească, după o oră de funcţionare, 18 mm col. apă la un debit de 30 l/min la o concentraţie ridicată de praf (150 ± 50 mg /m³) şi 10 mm col. apă după două ore de funcţionare la acelaşi debit, însă la concentraţii scăzute de praf (60 ± 30 mg/m³).

★

Ca urmare a realizării la S.C.S.M. a instalaţiei de laborator pentru încercat măşti antipraf şi a rezultatelor obţinute pînă în prezent cu aceasta s-a putut trece la compararea diferitelor tipuri de măşti încercate.

În baza rezultatelor obţinute în laborator s-au indicat organelor Ministerului Minelor cele mai corespunzătoare tipuri de măşti din punctul de vedere al eficienţei şi jenei respiratorii care urmează să fie introduse în loturi reduse pe scară semiindustrială pentru urmărirea în condiţiile curente de exploatare din subteran. Măştile care se vor dovedi corespunzătoare şi după încercarea în condiţii de exploatare vor putea fi generalizate pe scară industrială.

Colegiile reunite ale Ministerului Minelor şi Energiei Electrice şi Ministerul Sănătăţii şi Prevederilor Sociale, de la Petroşeni, din 10—11 ianuarie 1964 privind protecţia muncii în industria minieră au hotărît ca, în vederea îmbunătăţirii condiţiilor de muncă şi evitarea îmbolnăvirilor profesionale datorită pulberilor industriale, pînă la însuşirea asimilării şi fabricării în ţară a unei măşti antipraf şi extinderea în toate locurile de muncă a perforajului umed, să se asigure importul unui însemnat număr de măşti.

Cercetările efectuate în prezent de S.C.S.M., în domeniul măştilor contra prafului, vor permite ministerului importarea celor mai corespunzătoare tipuri de măşti, evitînd astfel investiţii inutile prin procurarea de măşti necorespunzătoare.

Cercetările în domeniul măştilor antipraf vor continua şi în viitor, întrucît în permanenţă apar noi tipuri de măşti, sau tipuri existente îmbunătăţite.

Studiul final în domeniul măştilor antipraf va permite definitivarea metodologiei şi normativelor de încercare a tipurilor de măşti în vederea acceptării acestora.

Elementele normative stabilite în ce priveşte eficienţa de reţinere, jena la respiraţie, cîmpul vizual, spaţiul mort etc, vor fi puse la dispoziţia fabricilor producătoare de măşti din ţara noastră, în vederea respectării acestora la confecţionarea noilor tipuri de măşti antipraf, în scopul fabricării în ţară a unei măşti corespunzătoare.

Este greşit a se crede că generalizarea unui tip de mască corespunzător, din ţară sau din import, poate înlocui celelalte mijloace clasice de combatere a prafului (perforarea umedă, captarea uscată a prafului la perforare, stropirea la încărcare, perdele de ceaţă, buraj cu apă la împuşcare etc.).

Acest lucru este subliniat de către cercetătorii din toate ţările şi explică, prin jena respiratorie crescîndă pe măsura folosirii în mediu cu praf, nesuportabilitatea timp îndelungat, acumularea de CO_2 de la expiraţie în spaţiul mort al măştii, iritarea pielii etc.

Ca urmare, măştile antipraf se recomandă a fi folosite numai la operaţii care nu reclamă un efort fizic prea mare, în locurile de muncă sau la operaţiile unde este imposibilă aplicarea altor mijloace de combarete şi ca mijloc ajutător acolo unde mijloacele de combatere clasice aplicate nu sînt suficient de eficace.

În încheiere se menţionează că folosirea camerei de prăfuire nu se limitează numai la domeniul încercărilor de măşti antipraf. Ea poate fi folosită la determinarea, în aceleaşi condiţii de experimentare, a eficienţelor de reţinere a diferitelor materiale filtrante, a căderilor de presiune la trecerea prin aceastea a unui debit continuu de aer şi a curbelor de colmatare a acetora.

De asemenea, în camera de prăfuire se pot determina eficienţele de reţinere a prafului pentru diferite aparate de recoltare şi măsurare a prafului (împingere, alonje, tyndaloscoape, conimetre, precipitatoare termice etc.).

Realizarea acestei instalaţii contribuie la ridicarea nivelului de cercetare în laborator, în domeniile amintite, pe o treaptă superioară celei din anii anteriori.

Instalaţia pentru încercarea măştilor antipraf, deşi realizează parametri superiori de încercare a măştilor, ea fiind prima realizare de acest fel în ţară, urmează să fie modificată în funcţie de cerinţele cercetărilor şi completată cu aparatură modernă necesară (precipitator termic, plămîn artificial etc.).

Note

Dinamica instalaţiilor de extracţie cu roata motoare (Koepe) în regim tranzitoriu

I. CONSTANTINESCU şi *A. DARABONT*

Se ştie că, în general, perioada unei extracţii se împarte în trei faze :

— faza de accelerare, în care colivia porneşte de la viteza zero şi ajunge la viteza maximă ;

— faza de regim, în care colivia se deplasează cu viteză constantă ;

— faza de frînare, în care viteza coliviei scade de la valoarea maximă la zero.

Ne propunem să determinăm eforturile dinamice care apar în cablu în fazele de accelerare şi frînare, ţinînd seamă de greutatea şi elasticitatea cablului şi de viteza de propagare a undei elastice.

Pentru simplificarea studiului vom face următoarele ipoteze :

— construcţia (turnul de extracţie), care susţine roata motoare, este absolut rigidă ;

— rigiditatea cablului se consideră constantă în tot timpul procesului tranzitoriu ;

— nu există alunecare între cablu şi căptuşeala roţii motoare ; acceleraţia şi decelaraţia se găsesc sub limitele peste care cablul începe să alunece pe roata motoare.

Considerăm sistemul din figura 1, unde : m_1 şi m_2 — masele celor două colivii împreună cu încărcăturile, m_0 — masa redusă la periferia roţii motoare a tuturor elementelor în mişcarea de rotaţie (rotorul motorului, reductorul).

În cazul accelerării, asupra masei m_0 acţionează forţe de accelerare :

$$F = F_m + Q_2 - Q_1, \qquad (1)$$

unde :

F_m este forţa motoare ;

$$Q_1 = m_1 g + q g L_1 ;$$

$$Q_2 = m_1 g + q g L_2 ;$$

L_1 şi L_2 — lungimile celor două ramuri ale cablului,

q — masa unităţii de lungime de cablu.

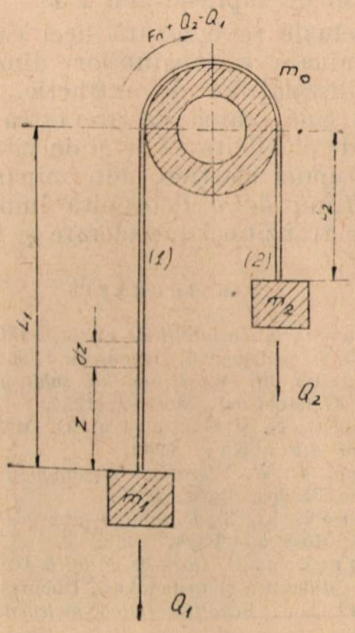


Fig. 1. Schema de calcul a instalaţiei de extracţie.

Tensiunea în capătul superior al cablului (pentru $z = L_1$), datorită oscilaţiilor proprii, se determină cu relaţia :

$$S_1(L_1\, t) = F\sum_{i=1}^{\infty} M_i\,(C_i \sin \omega_i\, t + D_i \cos \omega_i t), \quad (2)$$

unde :

$$M_i = -\frac{2\,(\sin\theta_i + B\,\theta_i \cos\theta_i)}{\theta_i(1+\beta^2\theta_i^2) + \frac{\beta^2\theta_i^2 - 1}{2}(\sin 2\theta_i + 2\beta\theta_i \sin 2\theta_i)}. \quad (3)$$

$$C_i = -\frac{\theta_i(\alpha+\beta)}{1+\theta_i^2\alpha^2};\; D_i = \theta_i\frac{\alpha\theta_i(\alpha+\beta)}{1+\alpha^2\theta_i^2} - \beta\sin\theta_i - \frac{1-\cos\theta_i}{\theta_i}. \quad (4)$$

θ_i este număr propriu care se determină cu relaţia :

$$\operatorname{tg}\theta_i = \frac{(\alpha+\beta)\,\theta_i}{\alpha\beta\,\theta_i^2 - 1}, \quad (5)$$

ω_i — pulsaţia proprie a sistemului $\omega_i = \frac{c\,\theta_i}{L_1}$, iar $\beta = \frac{m_1}{q\,L_1}$.

Tensiunea în cablu, datorită oscilaţiilor forţate, va fi :

$$S_2(L_1, t) = F\sum_{i=1}^{\infty} N_i\,(1 - \cos\omega_i\, t), \quad (6)$$

unde :

$$N_i = \frac{(\beta^2\theta_i^2 - 1)\sin 2\theta_i - 2\beta\theta_i\cos 2\theta_i}{\theta_i(1+\beta^2\theta_i^2) + \frac{\sin 2\theta_i}{2}(\beta^2\theta_i^2 - 1) + 2\beta\theta_i \sin 2\theta_i}. \quad (7)$$

Tensiunea rezultantă în capătul superior al cablului (pentru $z = L_1$) se obţine sumînd ecuaţiile (2) şi (6).

$$S\,(L_1, t) = F\sum_{i=1}^{\infty}[M_i\,C_i \sin\omega_i\, t + (M_i D_i - N_i)\cos\omega_i\, t + N_i] + Q_1 \quad (8)$$

În cazul sistemelor reale, relaţia (8) este rapid convergentă. De aceea pentru calculele aproximative, pentru determinarea valorii maxime a tensiunii S, ne putem limita la primul termen al relaţiei.

Timpul corespunzător maximului primului termen al relaţiei se poate exprima sub forma :

$$t_1 = \frac{1}{\omega_1}\operatorname{arc\,tg}\frac{M_1 C_1}{M_1 D_1 - N_1}, \quad (9)$$

iar valoarea maximă a tensiunii :

$$S_{max}\,(L_1, t_1) \cong F\,[\sqrt{M_1^2\,C_1^2 + (M_1\,D_1 - N_1)^2} + N_1] + Q_1. \quad (10)$$

În calculele practice pentru determinarea forţei F se pot folosi următoarele expresii :

— în cazul accelerării :

$$F = F_a = \frac{M_m i}{R}\eta + g[m_2 - m_1 + q\,(L_2 - L_1)], \quad (11)$$

unde :

M_m este momentul de pornire al motorului ;

i — raportul de transmisie ;

R — raza roţii motoare ;

η — randamentul transmisiei.

— în cazul frînării :

$$F = F_f = \frac{M_f \cdot i}{R\;\eta} + g\,[m_2 - m_1 + q\,(L_2 - L_1)], \quad (12)$$

unde :

M_f — momentul transmis de frînă la axa motorului.

Coeficentul auxiliar :

$$\alpha = \psi\frac{G\,D^2\,i^2}{4\,g\,R^2\,q\,L_1}, \quad (13)$$

unde :

GD^2 este momentul de impuls al tuturor maselor care se rotesc împreună cu axul motorului ;

ψ — coeficientul care ţine seamă de masa arborelui, transmisiei şi roţii motoare ($\psi = 1{,}1 \ldots 1{,}15$).

Pentru exemplificare considerăm o instalaţie de extracţie avînd următoarele caracteristici : greutatea coliviilor şi a încărcăturii lor $G_1 = 7\,000$ kg, $G_2 = 3\,000$ kgf, puterea motorului $P = 250$ CP, turaţia $n = 585$ rot/min, $GD^2 = 96$ kgf. m^2, factorul momentului de pornire $\frac{M_{max}}{M_n} = 2{,}7$, diametrul roţii motoare $D = 2\,000$ mm, raportul de transmisie $i = 30$, diametrul cablului $d = 30$ mm, greutatea unui metru liniar de cablu 3,1 kgf/m, aria secţiunii transversale $\Omega = 3{,}42$ cm^2, înălţimea de extracţie $L_1 = 900$ m, lungimea ramurii (2) a cablului $L_2 = 40$ m, momentul de frînare $M_f = 400$ kgf·m, randamentul transmisiei $\eta = 0{,}8$.

Efectuîndu-se calculele obţinem :

Momentul nominal al motorului $M_n = 306$ kgf·m, momentul maxim de pornire $M_{max} = 825$ kgf·m, forţa de accelerare $F_a = 13\,140$ kgf, forţa de frînare $F_f = 8\,340$ kgt, masa unităţii de lungire de cablu $q = 0{,}315$ kgf. s^2/m^2, coeficienţii auxiliari $\alpha = 8{,}54$, $\beta = 2{,}51$, $\theta_1 = 1{,}085$ constantele $M_1 = -0{,}265$, $N_1 = 0{,}514$, $C_1 = -0{,}139$, $D_i = -1{,}795$, tensiunea maximă în cablu în cazul accelerării $S_{amax} = 18\,240$ kgf pentru care corespunde coeficientul de suprasarcină 1,865, tensiunea maximă în cablu în cazul frînării $S_{fmax} = 15\,140$ kgf cu coeficientul de suprasarcină 1,55.

În concluzie se constată deci că pentru o justă evaluare a tensiunilor dinamice din cablurile instalaţiilor de extracţie, este necesar să se ţină seamă de greutatea proprie a cablului, de elasticitatea sa şi de viteza de propagare a undei elastice, determinarea acestor tensiuni fiind de o deosebită importanţă în regimurile tranzitorii (accelerare şi frînare).

BIBLIOGRAFIE

[1] Brădeanu, N. *Instalaţii de extracţie miniere.* Editura didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1964.

[2] Florinski, F. V. *Dinamika şahtnogo podiomnogo Kanata.* Ugletehizdat, Moskva, 1955.

[3] Savin, G. N. şi Goroşko, O. A. *Dinamika niti peremenoi dlini.* Kiev, 1962.

[4] Santen, G. W. *Vibrations mecaniques.* Bibliottheque technique Philips, Paris, 1957.

[5] Komarov, M. S. *Dinamika gruzopodiomnih maşin.* Maşghiz, Moskva — Kiev, 1962.

[6] Teodorescu, N. *Curs de ecuaţiile fizicii matematice.* Editura didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1963.

[7] Moisil, Gr. *Ecuaţiile fizicii matematice.* Bucureşti, 1959.

[8] Lazarian, V. A. *Cu privire la aplicarea coordonate lor generalizate la cercetarea oscilaţiilor longitudinale în tije.* Transjeldorizdat, 1948.

[9] Timoşenko, S. P. *Oscilaţii.* Fizmatghiz, 1959.

Unele metode de creştere a vitezei la forajul cu sondeze în formaţiuni cu pierderi de circulaţie

Ing. *Gh. COSTACHE*

În scopul determinării unui volum de rezerve de argile refractare de categorii superioare, care să asigure necesitatea industriei noastre de materiale refractare, s-au executat lucrări de foraj cu sondeze.

Zăcămîntul de argilă refractară în care s-au executat aceste lucrări este de origine sedimentară, culoarea argilelor refractare se schimbă de la alb-cenuşiu, cenuşiu-gălbui pînă la negru, în funcţie de conţinutul în oxizi de fier şi materii organice.

Forajele sînt executate în liasicul inferior alcătuit dintr-un orizont roşu de argile ce nu depăşeşte 40 m grosime, în care se întîlnesc intercalaţii subţiri de gresii (sub 2 m grosime). În continuare urmează orizontul grezos-argilos, care este constituit din gresii silicioase, uneori micacee, în care se intercalează strate de argilă, unele dintre ele avînd proprietăţi refractare superioare. Acest orizont are o grosime medie de 120—150 m, fiind considerat orizontul productiv, în el fiind cantonate stratele de argilă refractară.

Numărul stratelor de argilă, ca şi grosimea lor, variază foarte mult.

Metode de combatere a pierderilor de fluid în strat

a. *Folosirea noroiului de foraj de viscozitate şi rezistenţă structurală mărită.*

Un noroiu de acest gen creează o însemnată rezistenţă împotriva scurgerii lui rapide prin fisuri.

Un asemenea noroi se obţine prin :

— adăugarea unei cantităţii de bentonită ;

— tratarea cu clorură de sodiu, clorură de calciu, sulfat de calciu, oxid de calciu şi altele. Rezultate bune se obţin prin folosirea, o dată cu noroiul cu viscozitate şi rezistentă structurală mare, a unor materiale solide (rumeguş, fulgi de mică, nisip, turbă).

b) *Folosirea amestecurilor de umflare*

Din aceste amestecuri fac parte amestecul de bentonită cu motorină, precum și noroiul de foraj — cu un adaos de silicat de sodiu. Bentonita aflată în amestec, intrînd în contact cu apa sau cu noroiul de foraj, se umflă și coagulează. Motorina servește la rarifierea bentonitei. Comportarea amestecului de motorină-bentonită sub influența apei sau a noroiului de foraj, creează condiții favorabile pentru blocarea porilor sau a unor fisuri mici.

Acest amestec dă un rezultat și mai bun dacă se folosește împreună cu materiale solide de etanșare.

Un adaos corespunzător de silicat de sodiu provoacă, după un anumit timp, o îngroșare a noroiului de foraj, în așa măsură încît el ia o consistență plastică.

c. *Folosirea amestecurilor de precipitare*

Principiul pe care se bazează acest procedeu este următorul : amestecurile chimice (silicat de sodiu, $CaCl_2$, HCl, ciment etc.) se pompează printr-un sistem cu două țevi (concentric sau alăturat) care constă în aceea că printr-o țeavă se pompează un amestec și în același timp prin țeava cealaltă se pompează un alt amestec. După ieșirea din țevi, cînd cele două amestecuri intră în contact, se produce închegarea lor și apoi solidificarea totală a masei dense.

d. *Folosirea amestecurilor cu ciment*

Aceste amestecuri se recomandă să fie folosite în cazul pierderilor foarte mari, în care celelalte mijloace descrise nu ar putea opri pierderile.

Amestecurile obișnuite de argilă-ciment s-au introdus în diferite adaosuri care scurtează timpul prizei, mărindu-i în același timp rezistența mecanică.

Din aceste adaosuri fac parte : silicatul de sodiu, hidroxidul de sodiu, clorura de calciu și carbonatul de sodiu. Cel mai practic s-a dovedit a fi adaosul de Na_2CO_3, din cauza ușurinței de a-l adăuga, în timp ce adăugarea hidroxidului de sodiu (NaOH), respectiv $CaCl_2$, provoacă gelatinizarea bruscă a noroiului de foraj, ceea ce atrage, la rîndul său, necesitatea de a adăuga apă și, în consecință, prelungește timpul de priză a amestecului.

e. *Folosirea amestecurilor de ciment-motorină*

Întrucît amestecarea cimentului numai cu motorină s-a dovedit a fi foarte dificilă (deoarece cimentul se separă de motorină), se introduc de la suprafață reactivi care contribuie la o bună amestecare a cimentului cu motirina.

Reactivul cel mai des folosit este crezolul, deoarece este ușor de procurat și ieftin. Adăugînd și circa 6% Na_2CO_3 se obține o reducere simțitoare a timpului de priză a cimentului.

f. *Folosirea ipsosului*

La sondele de mică adîncime, la care nivelul dinamic al fluidului de foraj este aproape de talpă, se prepară un lapte de ipsos care se toarnă de la suprafață. După aceea se introduce un burlan astupat la partea inferioară, avînd o lungime de 5—6 m, cu care se presează laptele de ipsos și în același timp îi ridică și nivelul. De multe ori în acest fluid se mai introduce și rumeguș. Din soluția introdusă se oprește o mică cantitate la suprafață pentru urmărirea prizei.

De obicei carotajul se reia după 1½—2 ore.

Dacă metodele descrise mai sus nu dau rezultate, se trece la tubarea sondei sau se forează cu apă fără circulație, dacă rocile traversate admit sau se forează cu aer.

Măsuri tehnico-organizatorice

Dacă pompele nu pot învinge capacitatea de absorbție a terenului, pierderea parțială sau totală și avariile care se produc din această cauză pot fi prevenite prin luarea unor măsuri din care menționăm cele mai importante.

a. Înainte de începerea forajului sondei în asemenea regiuni se recomandă să se pregătească o rezervă de noroi, egală cu cel puțin un volum de sondă; de asemenea este necesar să existe argilă, lignit praf, sodă caustică, bentonită sau gel.

b. Forajul sondei să se execute în regim forțat, iar înainte de a ajunge în zona de pierderi, parametrii fluidului de circulație să fie modificați în funcție de condițiile respective.

c. Să se urmărească continuu calitatea prescrisă a noroiului.

d. La traversarea stratelor cu permeabilitate mare, poroase sau fisurate, care pot provoca pierderi, noroiul de foraj trebuie să aibă o viscozitate mare, o greutate specifică cît mai mică, rezistentă la forfecare mare și filtrație minimă.

e. Pentru continuarea forajului este necesar ca circulația să se restabilească pînă va ajunge cu garnitura în zona de pierderi.

f. În cazul opririi circulației sau scăderii nivelului în gaura de sondă, în timpul forajului sau în cursul altor operații, garnitura să fie imediat ridicată mai sus de talpă.

g. În cazul forajului fără circulație la zi, garnitura să se manevreze prin rotire pe o înălțime de 4—5 m la fiecare 10—15 minute.

h. Dacă sînt tendințe de prindere, să se renunțe la forajul fără circulație luîndu-se eventual alte măsuri de combatere a pierderii de circulație.

Rezultate obținute

Din experința forajului executat pînă în prezent se poate spune că structura geologică este diferită la distanțe foarte mici, încît nu se poate prevede că la sonda respectivă, sau la o anumită adîncime, vor fi pierderi de circulație și nici gradul de fisurare care este foarte diferit. După multe încercări cu noroi de o viscozitate mare, cocoloașe de humă, cimentări, introduceri de rumeguș, frunze, tubări etc., s-a ajuns la următoarele concluzii :

— să se caroteze cu un noroi de viscozitate 40—50 secunde și cu greutate specifică sub 1,2 kgf/dm^3, iar cînd se intră în gresii să se mărească viscozitatea noroiului la 55 secunde și chiar mai mult, dacă gradul de fisurare este mai mare ;

— cînd viscozitatea trebuie mărită mult atunci să se folosească amestecul de bentonită cu motorină ;

— în cazul în care nu se obține circulație, să se meargă fără circulație la zi, pînă se intră în argilă sau gresie nefisurată, și să se introducă lapte de ipsos și în unele cazuri ipsos cu rumeguș ;

— dacă cele de mai sus nu dau rezultate, atunci să se meargă fără circulație pînă în argile și să se tubeze coloana de 108 mm, cimentată în spate cît este posibil.

Factorii care au mai contribuit la creșterea vitezei comerciale au fost : alegerea tipului de freză corespunzător rocilor traversate și reducerea diametrului carotat.

Înlocuirea vanelor din fontă și oțel cu vane din cauciuc

Ing. *GAVRIL CIUBUCĂ*

În industria geamurilor circa 70 % din materia primă o constituie nisipul cuarțos (SiO_2), nisip ce se prepară în instalațiile de preparare mecanică și de înnobilare chimică.

În cadrul acestui flux tehnologic, pentru obținerea nisipului spălat, sînt utilizate vane din fontă sau oțel care, datorită hidromasei abrazive ce circulă prin ele, se uzează foarte repede.

Prin uzare, penele vanelor nu mai închid, producînd perturbații în flux, iar înlocuirea lor cere oprirea producției.

Pentru asigurarea funcționării continue a instalațiilor prin care circulă substanța abrazivă, vanele din fontă sau oțel se pot înlocui cu vane din cauciuc.

S-a experimentat pe aceeași conductă o vană din fontă cu diametrul de 100 mm și o vană de cauciuc, avînd același diametru, prin care s-a trecut o hidromasă abrazivă la o presiune de 2 atmosfere (apă cu nisip cuarțos în proporție de 1/5, adică o parte nisip și 5 părți apă) și s-a constat că o vană din fontă, după o funcționare continuă de 60 de ore, nu mai închide, iar după 400 de ore este uzată complet.

Vana din cauciuc, funcționînd în aceleași condiții, a rezistat peste 3 200 de ore.

Vanele din fontă mai au un neajuns și anume, că după uzura penei (circa 60 de ore) nu mai închid complet liniile tehnologice, ceea ce duce la blindarea lor și la întreruperea procesului de producție.

Prin înlocuirea vanelor din fontă sau oțel cu vane din cauciuc acest neajuns este eliminat.

În figura 1 se vede o vană din cauciuc, asamblată, iar în figura 2 un grup de vane dintr-o instalație de înnobilare a nisipului cuarțos de la întreprinderea I.E.P.M.N. Vălenii de Munte.

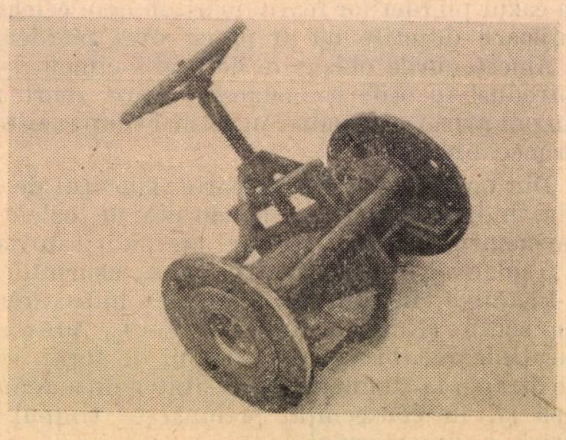


Fig. 1

Vana din cauciuc (fig. 3 și 4) este confecționată din :

— două bucăți flanșe avînd fiecare ștuțuri pentru montarea cauciucului ;

— un furtun de cauciuc prevăzut cu inserții pentru a rezista la o presiune de 10 ata ;

— două perechi de cleme care fixează furtunul de flanșe, pe aceste cleme fiind sudate cîte

două bare din oțel rotund pentru rigidizare și pentru a menține dispozitivul de obturare a furtunului de cauciucu la mijloc;

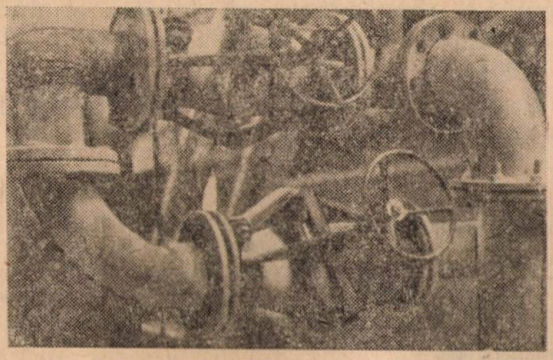


Fig. 3

— dispozitiv de obturare a furtunului de cauciuc.

În tabela 1 se dau caracteristicile principale ale vanelor din cauciuc de 2″ și 4″.

Fig. 2

Prin manevrarea dispozitivului de obturare *4* furtunul de cauciuc este strangulat, oprind trecerea hidromasei; cînd vana se uzează se înlicuiește numai furtunul de cauciuc.

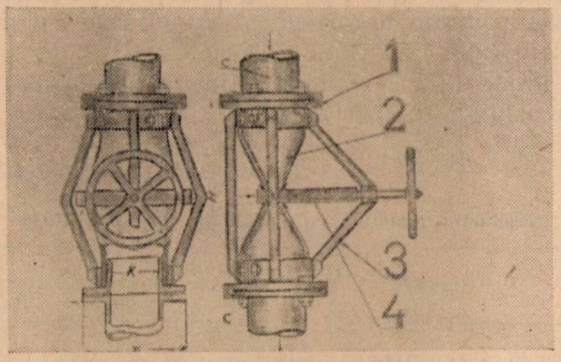
Din cele expuse rezultă că aceste vane din cauciuc prezintă o serie de avantaje și anume:

— rezistă de 8 ori mai mult decît o vană din fontă;

— în cazul uzurii se schimbă numai furtunul de cauciuc, vana rămînînd aceeași;

— nu impurifică hidromasa cu fier;

— se pot confecționa în orice atelier mecanic.



Fig

Tabela 1

	C mm	*D* mm	*H* mm	*K* mm	Număr de inserție
Vană de 2″	conductă cu diametrul de 50	160	200	50	5
Vană de 4″	conductă cu diametrul de 100	240	300	100	7

Aceste vane pot fi utilizate cu succes în industria chimică, minieră și petrolieră la închiderea conductelor prin care circulă substanțe abrazive. În acest caz cele două flanșe cu știuțurile respective vor fi cauciucate în interior.

Evoluția producției de aur pe plan mondial

Ing. *I. MARIN*,
ing. *M. ILIE* și
ing. *P. STURZA*

Evenimentele petrecute în anii din urmă, care au condus la înmulțirea statelor independente, la creșterea producțiilor industriale și agricole și în consecință la intensificarea schimburilor comerciale internaționale, au făcut ca atenția cercurilor financiare și economice ale lumii să se îndrepte, mai mult ca înainte, în mod deosebit asupra celor două metale prețioase vechi — aurul și argintul.

Atenția de care se bucură aurul este datorită rolului pe care îl are în lumea capitalistă, ca mijlocitor și regularizator al schimburilor comerciale interstatale; cea îndreptată asupra argintului derivă, atît din folosirea care i se dă ca monedă în schimburile comerciale interne a multora dintre statele capitaliste, cît și din întrebuințările industriale din ce în ce mai extinse și mai variate.

Din aceste împrejurări a rezultat un interes deosebit asupra desfășurării producției acestor metale pe plan internațional.

În cele ce urmează se va prezenta o privire de ansamblu asupra felului cum s-a dezvoltat producția lor după cel de-al doilea război mondial și, în special, în anii din urmă, comple-

tată cu unele priviri asupra consumurilor, prețurilor și perspectivelor pentru viitorul apropiat.

Evoluția producției mondiale de aur

1. *Situația producției în ansamblul ei*

În preajma izbucnirii ultimului război mondial și în primii doi ani de război, producția mondială de aur ajunsese să fie, în linii generale, în jur de 40 milioane de uncii fine sau circa 1 240 tone.

Producătorii principali din acea perioadă sînt prezentați în tabela 1.

Tabela 1

Producția mondială de aur fin în anii 1939—1941

Producători	Producția, kg		
	1939	1940	1941
Republica Sud Africană	398 764	436 862	447 995
Statele Unite ale Americii	174 902	153 012	154 940
Canada	158 455	165 172	124 400
Alți producători	340 824	355 224	350 964
Toată lumea capitalistă	1 072 545	1 110 270	1 078 299
U.R.S.S. **)	139 950	124 400	124 400
Total mondial	1 212 495	1 234 670	1 208 699

*) Transformarea unciilor în kg s-a făcut socotind uncia fină la 31,1 g.
**) Date apreciate.

În fruntea producției din perioada 1939—1941 se situa Republica Sud Africană, urmată la o distanță apreciabilă de Statele Unite ale Americii și de Canada. Uniunea Sovietică ocupa atunci locul al patrulea între producătorii lumii.

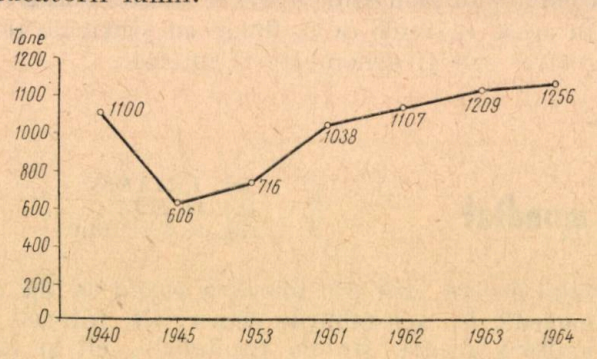


Fig. 2

După începerea războiului, necesitățile țărilor beligerante au făcut ca să scadă interesul lor pentru aur și să-și îndrepte atenția asupra producției metalelor care contribuiau direct la purtarea războiului (metalele feroase și neferoase). Ur marea a fost că în majoritatea țărilor producătoare de aur s-a petrecut transferarea unei bune părți a personalului și a unora dintre utilajele folosite în industria auriferă în celelalte ramuri miniere. Consecința a fost diminuarea foarte accentuată a producției de aur, așa cum rezultă din diagrama dată în figura 1, care înfățișează situația producției pe ansamblul lumii capitaliste între anii 1940 și 1964.

În tabela 2 sînt date, în tone, cifrele producției pe același interval de timp.

Tabela 2

Variația producției de aur a lumii capitaliste între anii 1940 și 1964 [5]

Anul	1940	1945	1953	1961	1962	1963	1964
Producția de aur, tone	1 110	606,4	716,9	1 038,7	1 107,1	1 209,7	1 262

După cum se constată, în anul în care s-a terminat războiul (1945), producția de aur a reprezentat, aproximativ, jumătate din ceea ce fusese în anul 1940.

Între anii 1945 și 1953 producția a variat de la an la an, în limite mari, și nu a intrat într-o perioadă de creștere decît după anul 1953, ajungînd abia în anul 1962 la nivelul de producție din anul 1940.

Pe de altă parte, cifrele de producție din anii 1963 și 1964 reprezintă maximele atinse. Depășirea în ultimii doi ani a nivelului de producție care a fost atins în anul 1940 se datorește aproape exclusiv Republicii Sud Africane, așa cum rezultă din datele tabelei 3, în care este arătată desfășurarea producției celor trei producători principali din lumea capitalistă.

Tabela 3

Evoluția producției principalilor trei producători [5]

Producătorii	Producția de aur, tone						
	1940	1945	1953	1961	1962	1963	1964
Republica Sud Africană	435	379	372	713	792	853	905
Statele Unite	139	28	62	48	48	46	45
Canada	165	84	127	138	129	124	117

Producția Statelor Unite ale Americii a ajuns să nu mai reprezinte în anul 1964 decît o treime din ceea ce a fost în anul 1940, iar aceea a Canadei se menține în jur de 124 tone, fiind și ea totuși cu aproximativ 20% sub ceea a anului 1940.

Producțiile celor 17 țări mai de seamă exploatatoare de aur, din lumea capitalistă, sînt cuprinse în tabela 4, din care se constată că numai nouă state au o producție anuală mai mare de 10 000 kg.

O altă constatare care rezultă din cifrele de producție a ultimilor ani este aceea că primii șase producători (tabela 4) au un rol hotărîtor

Tabela 4

Producţia de aur a lumii capitaliste [6]

Producătorii	Producţia de aur, kg			
	1961	1962	1963	1964
Republica Sud Africană	713 496	792 801	853 122	905 352
Canada	138 146	129 314	124 400	116 936
Statele Unite ale Americii	48 734	48 392	46 650	45 095
Australia	33 464	33 370	32 655	29 545
Ghana	25 937	27 617	28 643	26 058
Rodhezia de Sud	17 727	17 260	17 603	16 882
Filipine	13 186	13 186	8 708	13 217
Columbia	12 471	12 347	10 885	10 885
Japonia	11 725	13 062	12 440	14 617
Mexic	8 366	7 277	7 153	7 464
Nicaragua	7 029	4 789	6 220	6 220
Brazilia	5 598	5 598	5 598	3 732
India	4 883	5 069	4 976	4 354
Peru	4 167	3 888	3 732	3 110
Chile	3 421	3 110	3 110	3 110
Tanganica	3 141	3 172	3 172	—
Suedia	3 110	3 110	3 110	—
Alţi producători	49 449	42 887	46 930	54 082
Total	1 104 050	1 166 249	1 219 107	1 262 060

în evoluţia producţiei aurifere capitaliste, întrucît producţia lor însumează :

— 1 048 760 kg în anul 1962 sau 89% din totalul anului ;

— 1 103 075 kg în anul 1963 sau 90% din totalul anului ;

— 1 139 868 kg în anul 1964 sau 90% din totalul anului.

În ansamblul ei, producţia de aur din anul 1964 a crescut cu 3,5% faţă de anul 1963 şi se datoreşte, în întregime, creşterii producţiei Republicii Sud Africane, cu 52 870 kg, în timp ce producţia restului lumii capitaliste a scăzut cu 45 200 kg.

Cifrele de producţie din ultimii trei ani, deşi sînt cele mai mari care au fost atinse vreodată, sînt totuşi mici faţă de ritmul de creştere care s-a petrecut în secolul acesta în domeniul metalelor comune.

Numai între anii 1934 şi 1961 producţia de plumb a crescut cu 85%, cea de zinc cu 148%, iar cea de cupru cu 238%, pe cînd producţia aurului s-a desfăşurat într-un ritm mult mai puţin susţinut, ajungînd între anii 1900 şi 1940 abia să se dubleze şi variind în acest interval de timp astfel [5] :

— media anilor 1901—1905 a fost de 485 420 kg ;

— media anilor 1906—1910 a fost de 652 290 kg ;

— media anilor 1911—1915 a fost de 691 400 kg ;

— media anilor 1916—1920 a fost de 589 200 kg ;

— media anilor 1921—1926 a fost de 542 000 kg ;

— media anilor 1937—1939 a fost de 1 150 000 kg.

În cifrele de producţie dintre anii 1901 şi 1939 sînt cuprinse şi cele referitoare la Rusia ţaristă şi U.R.S.S., astfel încît ele reprezintă producţia totală a lumii. Pentru perioada 1937—1939, producţia U.R.S.S. a fost evaluată la 164 000 kg anual [5].

2. *Desfăşurarea producţiei în principalele ţări producătoare*

a. Republica Sud Africană. După cel de-al doilea război mondial, regiunile vechi aurifere mergînd spre epuizare, s-au făcut investiţii importante pentru punerea în exploatare a extinderii conglomeratelor aurifere în regiunile Kinross, Far West Rand, Kleksdorp şi Orange Free State.

Investiţiile s-au urcat la 470 milioane de lire sterline, sumă în care s-au cuprins şi investiţiile necesare pentru construirea a 16 uzine de preparare a uraniului, capabile să prelucreze lunar 1,7 milioane tone de minereu, din care se extrage în prealabil aurul. Investiţiile pentru uraniu au fost susţinute de guvernele englez şi american, prin acordare de împrumuturi.

Producţia metalică de aur, care între anii 1939 şi 1954 s-a menţinut aproape constantă — în jur de 400 de tone, a început să crească pe măsură ce intrau în producţie regiunile noi amintite mai înainte, variind între anii 1954 şi 1960 în felul următor :

în anul 1954...410 tone ;
în anul 1955...454 tone ;
în anul 1956...494 tone ;
în anul 1957...529 tone ;
în anul 1958...550 tone ;
în anul 1959...624 tone ;
în anul 1960...665 tone.

În acest interval, conţinutul mediu al minereului prelucrat a fost în creştere fiind :

— între 1954 şi 1957 de 7 g/t ;
— în 1958 . . . . . 8,9 g/t ;
— în 1960 . . . . . 10,0 g/t.

Conţinuturile minereului la diferite mine care au fost în producţie în anul 1960 au variat între 3,35 şi 31,7 g/t.

Creşterile de conţinut la minereu sînt datorite intrării în exploatare a zăcămintelor noi, care sînt mult mai bogate ca acelea din vechiul Rand, în curs de epuizare.

În anul 1960, conţinuturile minereului extras din zonele noi au fost :

— 17,2 g/t la minele din Far West Rand ;
— 15,3 g/t la minele din Orange ;
— 13,7 g/t la minele din Kleksdorp ;

pe cînd conţinutul mediu în vechiul Rand, în jurul oraşului Johanesburg, nu a fost decît de 6,3 g/t.

Bogăţia zăcămintelor noi este mărită şi de faptul că din aproximativ trei sferturi din ele

se recuperează şi uraniul, pe cînd în Rand această recuperare se face numai la un sfert din mine.

Datorită creşterii concomitente a tonajului prelucrat, cît şi a conţinutului minereului, producţia din anul 1964 a Republicii Sud Africane a ajuns să reprezinte 72% din producţia lumii capitaliste, faţă de 70% în anul 1963 şi 57% cît era în anul 1958.

Producţia regiunii Rand a continuat să descrească, ceea ce a făcut ca o parte din minele de acolo să fie sprijinite de stat cu 10% din preţul de cost al aurului, în speranţa că într-un viitor apropiat va trebui să intervină o sporire a preţului aurului pe plan internaţional. Cu toate acestea, o parte din mine sînt ameninţate cu închiderea.

La creşterea producţiei a mai contribuit şi tehnica nouă de exploatare, introdusă în timpul din urmă, şi care constă, între altele, din concentrarea eforturilor asupra unui număr restrîns de abataje, în locul dispersării la un număr mare, ceea ce conduce la o recuperare mai rapidă a minereului dintr-o anumită zonă şi, în final, la preţuri de cost mai mici.

Producţia Republicii Sud Africane va continua să sporească în anii viitori, pe măsură ce vor intra în producţie mine noi în zonele zăcămintelor deschise în anii din urmă sau îşi vor amplifica producţia unele din minele noi, aflate în exploatare.

Pe baza unui act guvernamental, denumit *Emergency Gold Mining Assistance Act* — intrat în vigoare în anul 1948, se prevăd subsidii minelor care au mai mult de 70% din valoarea producţiei lor provenind din aur şi ale căror preţuri de cost sînt suficient de ridicate.

Subsidiile se plătesc numai pentru aurul lingou, vîndut la Royal Canadian Mint (monetăria canadiană).

În anul 1964 s-au plătit subsidii la 44 de mine cu zăcăminte filoniene din cele 48 de mine de acest gen, aflate în producţie în cursul anului, ca şi unora dintre producătorii de aur din aluviuni. Plata se face acordîndu-se producătorilor un preţ superior aceluia de 35 dolari americani pe uncia fină, care este preţul oficial.

În anul 1964 s-a plătit un preţ de 37,75 dolari uncia, puţin superior aceluia din anul 1963, care a fost de 37,34 dolari.

Minelor care nu îndeplinesc condiţiile pentru a primi asistenţă sau acelea care nu au acceptat-o, li se permite să-şi vîndă producţia pe piaţa liberă.

În ultimii ani, aproximativ două cincimi din minele canadiene s-au aflat în această din urmă situaţie.

Cu toate aceste măsuri, numărul minelor cu zăcăminte filoniene aflate în exploatare continuă să scadă. În anul 1964, două mine s-au închis şi alt număr de mine vechi vor fi obligate să procedeze la fel în anii următori, în special din cauza epuizării rezervelor mai bogate.

Tabela 5

Desfăşurarea producţiei Republicii Sud Africane între anii 1961 şi 1964 [6]

	1961	1962	1963	1964
Minereu aurifer prelucrat, tone	67 365 000	70 805 400	73 648 000	79 568 540
Conţinutul minereului prelucrat, g/t	9,12	10,63	11,12	11,16
Preţul de cost al tonei de minereu	50s 6d	51s 9d	53s 4d	54s 11d
Preţul de cost al unciei de aur fin	154s 6d	150s 4d	149s 1 d	146s 11d
Profit la tona de minereu aurifer	31s 8d	34s 8d	36s 9d	39s 5d
Minereu uranifer prelucrat, tone	13 551 325	14 115 588	12 582 165	11 555 903

În tabela 5 sînt date o serie de elemente asupra desfăşurării producţiei în ultimii patru ani,pe ansamblul mineritului aurifer. Se constată că, datorită în special creşterii conţinutului minereului prelucrat, profilul pe tona de minereu a fost şi el în creştere, cu toate că s-a ridicat într-o oarecare măsură preţul de revenire al tonei de minereu, de la an la an, ca urmare mai ales a urcării preţurilor la materialele folosite în operaţiile de exploatare.

b. C a n a d a — cel de-al doilea producător al lumii capitaliste — a avut o producţie în continuă scădere în ultimii patru ani, ajungînd de la 138 146 kg în anul 1961 la 116 937 kg în anul 1964 şi aceasta din cauza greutăţilor financiare pe care le întîmpină exploatările cu tot ajutorul pe care unele dintre ele îl primesc din partea statului. Producţia anului 1964 reprezintă 9,2% din totalul producţiei de aur în ţările capitaliste.

Faţă de anul 1948, cînd au început să se plătească ajutoare minelor, producţia din anul 1964 a fost cea mai scăzută.

Principala provincie producătoare de aur, care dă 57% din total, este Ontario, urmată de Quebec, cu 24%.

Cu toate aceste diminuări substanţiale ale producţiei din ultimii ani, Canada va continua să rămînă pe planul al doilea al producătorilor de aur, pentru că producătorul imediat următor — S.U.A. — se situează mult sub nivelul producţiei canadiene.

c. S t a t e l e U n i t e a l e A m e r i c i i. Aşa cum rezultă din datele prezentate în tabela 4, producţia ultimilor patru ani a fost în scădere continuă, accentuîndu-se mai mult în ultimii doi ani.

Explicaţia pe care o dă Bureau of Mines asupra cauzelor care au provocat scăderea, este aceea că s-a redus cantitatea de aur recuperată ca produs secundar din minereurile complexe şi cuprifere, care intervin cu o pondere apreciabilă din total (circa 40%).

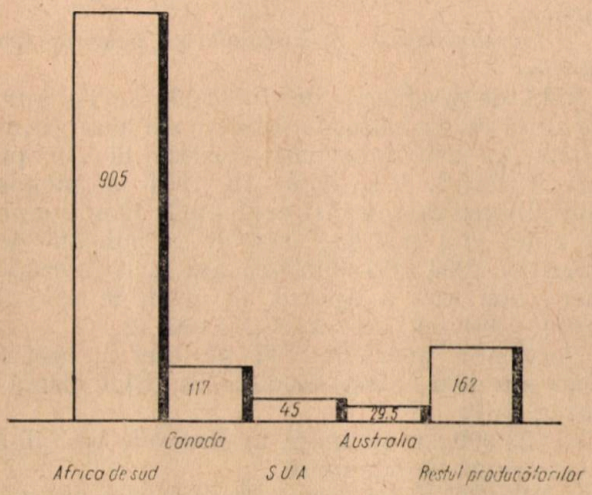


Fig. 2

Conducerile minelor au arătat că o influenţă hotărîtoare asupra redresării producţiei ar avea-o ridicarea preţului aurului pînă la dublarea lui faţă de cel actual (35 dolari unicia) însă guvernul stăruie în menţinerea lui.

Aportul S.U.A. la producţia lumii capitaliste din anul 1964 a fost de 3,5%.

d. Australia. În anii 1963 şi 1964 au intervenit cele mai accentuate reduceri de producţie, ca urmare a scăderii conţinutului mediu al minereului prelucrat.

În anul 1963, cu toate că s-a prelucrat un tonaj de minereu superior anului anterior, aurul recuperat a fost mai puţin pentru că minereul a fost mai sărac, avînd 8,9 g/t cu 0,14 g sub conţinutul din anul 1962.

Creşterea costurilor de producţie, combinată cu influenţa preţului fixat la aur, a făcut ca industria auriferă să se menţină în rezervă şi să nu sporească mult prelucrarea de minereu, spre a contrabalansa efectul scăderii conţinutului. În felul acesta, producţia anului 1964 a rămas cu 7% sub cea a anului anterior.

Guvernul a luat o serie de măsuri pentru încurajarea producţiei, din care ultima şi cea mai eficientă este introducerea aşa numitului *Gold Mining Assistance Act*, în baza căruia s-a plătit producătorilor în anul 1963, ca ajutor, o sumă de 711 233 lire.

Subsidiile guvernamentale au ajutat minele totuşi, faţă de ridicarea continuă a costurilor de producţie, cercurile miniere apreciază că o înviorare adevărată în minerit ar interveni numai printr-o ridicare importantă a preţului aurului.

Producţia din anul 1964 reprezintă numai 2,3% din totalul producţiei capitaliste.

e. Filipinele, a căror producţie s-a menţinut în anii din urmă în jur de 13 tone anual, au avut în anul 1963 o realizare de numai 8,7 tone, din cauza unei greve prelungite care a izbucnit în industria minieră.

Ca să încurajeze producţia, guvernul a luat în timpul din urmă o serie de măsuri între care:

— extinderea legii *The Gold Subsidy Act* pînă în anul 1967, în nădejdea că între timp ar putea interveni un aranjament internaţional pentru urcarea preţului aurului. În baza acestei legi, minele primesc, în anumite condiţii, prime de încurajare.

— amendarea legiuirii cunoscută sub numele de *Mining Act*, în sensul de a acorda minelor scutirea de orice taxe, altele în afară de rentă, pe o perioadă de 5 ani. Scutirea este acordată numai minelor noi, sau minelor vechi sistate care vor fi repuse în exploatare.

f. Uniunea Sovietică, ca şi celelalte ţări din lagărul socialist, nu publică cifre asupra producţiei. Ceea ce se cunoaşte în mai bună măsură sînt cantităţile de aur pe care Uniunea Sovietică le varsă pe piaţa apuseană, pentru plata diferitelor furnituri care se achită în aur.

Totuşi, toată lumea este de acord că Uniunea Sovietică este al doilea producător de aur al lumii.

Evaluările care se fac asupra producţiei de aur a U.R.S.S. variază în limite foarte largi, de la 4,2 pînă la 10 milioane de uncii anual (130—311 tone).

Aproape 70% din producţia U.R.S.S. provine din aluviuni, pe cînd în restul lumii acest gen de producţie reprezintă numai 3% şi această pentru că marile rezerve geologice de aur ale U.R.S.S. sînt concentrate în aluviuni.

Exploatarea aluviunilor prezintă multe avantaje, faţă de aceea a celorlalte categorii de zăcăminte aurifere, pentru că ele nu cer lucrări mari de deschidere şi pregătire şi în consecinţă pot fi repede puse în exploatare. În afară de aceasta, fiind situate de cele mai multe ori la suprafaţă, ele pot fi mecanizate cu uşurinţă, ajungîndu-se astfel la preţuri reduse de exploatare. Din acest punct de vedere, producţia U.R.S.S. se află oarecum în situaţia în care se găsea producţia mondială în jumătatea a doua a secolului trecut, cînd erau încă în exploatare intensă aluviunile din California şi Alaska şi datorită cărora 60% în anul 1880 şi 45% în anul 1890 din producţia mondială erau extrase din aluviuni.

La exploatarea aurului din aluviuni se folosesc pe scară tot mai largă dragele care, aşa cum sînt construite, reprezintă adevărate uzine plutitoare cu o mare productivitate. Întreprinderea de utilaj greu din Irkuţk are în curs de con-

strucție o dragă care este capabilă să exploateze nisipul aurifer de la o adîncime de 50 m.

În Rusia țaristă 80% din aur era extras manual, cu mijloace primitive. Prima dragă a fost pusă în lucru pe fluviul Lena, în anul 1914, de către o societate olandeză și era acționată cu abur.

Astăzi U.R.S.S. posedă sute de drage, de modele diferite, care spală anual zeci de milioane de tone de nisip aurifer.

În afara dragelor, se mai folosesc instalații hidraulice și alte dispozitive de spălare. Tot pe cale hidraulică sînt exploatate și nisipurile aurifere înghețate, din zonele nordice.

Construcția marilor uzine hidroelectrice din Siberia, care vor furniza un curent ieftin, va favoriza dezvoltarea și intensificarea spălării aluviunilor , știut fiind că la ora actuală prețul de cost al exploatării depinde în mare măsură de prețul curentului electric.

Paralel cu exploatarea aluvionară, s-a dezvoltat și extracția aurului din mine, introducîndu-se mijloacele tehnice cele mai noi, atît în exploatarea subterană, cît și în instalațiile de preparare.

Munca de evidențiere a rezervelor noi a fost dusă alături de cea de exploatare, cu rezultate foarte frumoase. Încă din anul 1920 s-au descoperit aluviuni importante în bazinul rîului Aldan. În anul 1930 au fost găsite cele de la Balei și tot în anul 1930 a început exploatarea zăcămintelor din regiunea Kolîma, care din punctul de vedere al rezervelor nu au egal în lume, depășind cu mult zăcămintele de altădată din Alaska și California.

Recent, s-au descoperit zăcăminte abundente aluvionare la Ciukotka în Kamciatka, la Verhoiansk, ca și pe rîul Iana.

Cercetări sînt în continuare în cel mai vechi ținut aurifer aluvionar al Siberiei de pe fluviul Lena.

Transcaucazia a redevenit azi una din regiunile aurifere de frunte ale U.R.S.S., datorită descoperirilor făcute de curînd.

Pe lîngă zăcăminte aluvionare, U.R.S.S. exploatează și zăcăminte aurifere primare, iar cercetările geologice au pus în evidență astfel de zăcăminte în Kazahstanul de răsărit, Asia Centrală Sovietică și Transcaucazia. Conținutul de aur al acestora este de cîteva ori mai ridicat decît acela al aluviunilor. Multe din zăcămintele noi descoperite au și fost puse în exploatare.

Aurul se mai recuperează apoi ca subprodus din minereurile polimetalice ca și din acelea de cupru.

U.R.S.S. posedă deci o bază geologică de zăcăminte aurifere capabilă să asigure producția de aur la un nivel cu mult superior celui avut pînă în anii din urmă, ceea ce a permis ca în anul 1961 să-și sporească acoperirea în aur a rublei cu 11% peste aceea a dolarului american, moneda cea mai solidă a lumii capitaliste.

Producția auriferă a Uniunii Sovietice se va dezvolta în ritm crescînd în anii care urmează și, alături de producția Republicii Sud Africane (care și ea are o linie ascendentă), va asigura creșterea producției mondiale și aceasta independent de influența favorabilă pe care ar putea-o avea ridicarea probabilă a prețului aurului.

3. *Întrebuințările industriale și tezaurizarea aurului*

Față de producția de 1 262 000 kg de aur, obținută de exploatările miniere ale lumii capitaliste, au mai intervenit vînzările de aur pe care U.R.S.S. le-a făcut în 1964 pe piețile capitaliste și care au fost evaluate la 10 milioane de uncii (311 mii kg) față de 16 milioane de unicii în 1963 (497 600 kg), așa încît în total aurul nou care a apărut pe piață în cursul anului 1964 s-a urcat la 1 573 000 kg.

Destinația aproximativă pe care a luat-o acest aur nou a fost socotită ca fiind următoarea [6]:

— 622 000 kg au mers în rezervele băncilor de emisiune de bancnote;

— 311 000 kg au trecut la consumul industrial;

— 640 000 kg au trecut în mîini particulare pentru investiții și scopuri de speculă.

Rezervele de aur ale băncilor din lumea capitalistă se urcau la începutul anului 1962 la aproximativ 36 600 tone repartizate pe state în modul următor:

— S.U.A.	15 000 tone
— R.F.G.	3 257 tone
— Italia	1 978 tone
— Franța	1 885 tone
— Olanda	1 405 tone
— Belgia	1 109 tone
— Canada	841 tone
— Republica Sud Africană	265 tone
— Diferite organizații monetare internaționale	1 998 tone

În ultimii ani au intervenit schimbări importante în situația acestor stocuri. Stocul de aur al Statelor Unite ale Americii a fost într-o descreștere continuă. De la 20 500 tone în anul 1953 el a scăzut la 12 200 tone la mijlocul lunii iulie 1965.

Aurul tezaurizat la particulari, sub formă de lingouri, monezi și articole de bijuterie, era evaluat la începutul anului 1962 la 13 000 tone din care:

— 3 645 tone în Franța;
— 2 220 tone în celelalte țări occidentale din Europa;
— 2 835 tone în Asia;
— 1 500 tone în Africa;
— 2 000 tone în America;
— 800 tone în restul regiunilor lumii capitaliste.

Aceste cifre, cu privire la tezaurizarea aurului de către particulari, au un caracter cu totul informativ, însă ceea ce se poate spune cu mai multă certitudine este că tezaurizarea s-a accentuat în ultimii 2—3 ani, o dată cu punerea în discuție a modificării prețului aurului.

După o altă evaluare din anul 1964 (World Currency Report) stocul de aur tezaurizat la particulari se urca în anul 1963 la 15 000 de tone.

Consumul industrial a crescut în timpul din urmă, iar perspectivele sînt spre o sporire accentuată în viitorul apropiat. Industria fotografică și cinematografică folosește cantități tot mai mari de aur la fabricarea filmelor colorate, sub formă de clorură de aur.

Într-un simpozion ținut de curînd la New York, în legătură cu aplicațiile industriale ale metalelor prețioase, s-a arătat că în viitorul apropiat toate metalele prețioase vor avea întrebuințări tot mai numeroase, datorită rezistenței lor mare la oxidare și coroziune, alături de alte proprietăți specifice acestor metale.

În construcția rachetelor spațiale, metalele prețioase sînt utilizate în tot mai mare măsură, drept catalizator, iar în cursul zborurilor acestora în spațiu servesc la înregistrarea rapidă a temperaturilor. Folosințe mari au, și vor fi extinse, la elaborarea metalelor extrapure și, în general, la îmbunătățirea calității aliajelor obișnuite, prin adaosuri mici de metale prețioase.

Creșterea întrebuințărilor industriale ale aurului și sporirea ritmului de tezaurizare de către particulari reduc din ce în ce mai mult cantitatea de metal nou care se îndreaptă spre tezaurele băncilor de emisiune monetară care, după cum s-a arătat mai înainte, în anul 1964 a fost mai puțin de 40% din totalul aurului nou apărut pe piața mondială.

4. *Cursul aurului și prețul lui de cost*

În țările capitaliste există două prețuri ale aurului: unul oficial, iar altul al pieței libere.

Cursul oficial este acela cu care instituțiile de stat cumpără aurul. El a fost fixat în anul 1934 la 35 de dolari americani pe uncia fină (31,1035 g), ceea ce revine la aproximativ 1225,25 dolari pe kilogram. Deși au trecut 31 de ani de la stabilirea acestui preț, iar între timp au intervenit urcări importante la salarizări și la prețurile materialelor care se folosesc în procesul tehnologic de extracție a aurului, prețul lui a rămas neschimbat și aceasta din cauza rolului pe care aurul îl are în schimbul internațional de mărfuri, despre care se amintește mai departe.

Cursul liber este acela care se înregistrează zilnic la bursele de metale nobile din Londra, New York și Paris.

Forma sub care aurul este admis la negocieri este aceea de lingouri și bare purtînd marca uzinei metalurgice care le-a obținut, un număr de ordine, titlul (conținutul) și poansonul acelui care a făcut analizarea conținutului și care garantează titlul.

Mai sînt admise la negocieri și piesele de aur ale unor țări.

Însăși acest curs liber al aurului este controlat, în sensul că este observat și dirijat, spre a se împiedica operațiile de speculă care ar putea să se producă. În acest scop, funcționează la bursa din Londra — principala bursă de tranzacții libere ale aurului — o organizație cunoscută sub numele de Pool-ul Aurului înființată în anul 1960. Ea este un consorțiu al băncilor centrale ale Angliei, Belgiei, Elveției, Franței, Italiei, Olandei, Republicii Federale Germane și al lui Federal Reserve Bank din New York. Aceasta din urmă contribuie cu 50% din fondurile consorțiului.

Poo-ul intervine în tranzacțiile de la bursa liberă din Londra, cumpărînd sau vînzînd aur ori de cîte ori cursul se depărtează mult de cel oficial, regularizîndu-l în felul acesta și oprind specula.

Se urmărește astfel să se mențină cursul liber în limite foarte apropiate de cel oficial.

În primele șase luni ale anului 1965, cursul liber al aurului, în bare și lingouri exprimat în dolari pe kg, a variat în modul următor:

		Bursa din Londra kg/$	Bursa din Beirut kg/$
ianuarie	1965	1 129,46	1 136,54
februarie	1965	1 128,18	1 137,50
martie	1965	1 130,43	1 137,82
aprilie	1965	1 130,11	1 136,22
mai	1965	1 128,82	1 135,25
iunie	1965	1 130,43	1 137,18

Bursa din Beirut este una de tranzit spre țările din Orientul Apropiat.

La bursa din Paris, variațiile cursului liber al aurului în lingouri și al monedelor franceze de 20 de franci, la diferite date din prima jumătate a anului 1965, au fost:

		sub formă de lingou de 1 kg, fr/kg	sub formă de bare de 12,5 kg, fr/kg	moneda de 20 franci, fr
23 februarie	1965	5 565	—	43,50
30 martie	1965	5 560	—	43,70
20 aprilie	1965	5 570	—	43,60
12 mai	1965	5 560	—	44,00
21 iunie	1965	5 550	—	44,50
26 iulie	1965	5 575	5 560	45,20
5 august	1965	5 585	5 565	45,80

Se constată creșterea cursului în lunile din urmă, ca urmare a așteptatei urcări a prețului oficial, cît și faptul că sub formă de monezi aurul are un curs mult mai ridicat.

Această menținere forțată a cursului aurului la un nivel scăzut a făcut ca în valoarea producției miniere a anului 1958 aurul să nu reprezinte

decît 2,79%, ocupînd locul şapte în scara valorilor, primele şase fiind :

— petrolul 35,21%;
— cărbuni superiori 33,49%;
— fierul 5,61%;
— gazul natural 3,53%;
— lignitul 3,31%;
— cuprul . . . . . 3,07%.

Această ordine valorică s-a menţinut aproape neschimbată şi în anii următori.

O eventuală majorare a preţului aurului este de natură să modifice această ordine, apropiind-o de aceea din secolul trecut şi de la începutul secolului actual, cînd aurul se situa pe locul al doilea sau al treilea.

✱

Menţinerea forţată a cursului aurului la nivelul anului 1934 a făcut ca după ultimul război exploatările care prelucrează numai minereuri aurifere să devină deficitare, ceea ce a determinat conducerea statelor respective să intervină cu subvenţii, aşa cum am arătat mai înainte. Chiar în Republica Sud Africană, unde conţinuturile ridicate ale minereului şi valorificarea uraniului ca subprodus fac ca industria auriferă în ansamblul ei să fie beneficiară, se plătesc subvenţii aşa ziselor „mine marginale" al căror conţinut de aur este sub sau în jurul limitei de rentabilitate.

În felul acesta, preţul plătit producătorilor în Australia în anul 1958 a revenit la 36 dolari uncia, în Filipine la 61,19 dolari.

În India, în anul 1962, preţul mediu de cost al unciei de aur a revenit la 77 dolari, iar în Statele Unite ale Americii aurul provenit din minereurile aurifere a ajuns să coste 89 de dolari pe uncie, faţă de 34 dolari cît era în anul 1934, cînd s-a stabilit actualul curs de 35 dolari.

Această situaţie a exploatărilor aurifere, împreună cu necesitatea sporirii producţiei, sînt factori care pledează pentru modificarea actualului curs oficial al aurului.

Rolul economic al aurului şi preţul lui

Dificultăţile care se ivesc în calea stabilirii unui curs oficial mai ridicat al aurului derivă din rolul economic pe care îl are în condiţiile economiei capitaliste.

După cum se ştie, aurul constituie standardul internaţional al valorilor. El stă la baza garantării emisiunilor de monedă hîrtie ale diferitelor state, şi astfel se explică stocările de aur pe care le fac băncile de emisiune ale statelor respective.

Schimburile internaţionale de mărfuri în lumea capitalistă au la bază, ca etalon valoric, aurul sau monedele cu acoperire suficientă de aur, socotite în consecinţă ca monede aur.

După primul război mondial, ca o consecinţă a reducerii producţiei de aur şi a creşterii volumului schimburilor comerciale internaţionale, cantităţile de aur devenind insuficiente pentru garantarea plăţilor în aur, ţările capitaliste au renunţat la ceea ce a fost pînă atunci aşa numitul „etalon aur" şi s-a recurs la un alt aranjament internaţional de plăţi, cunoscut sub numele de Gold Exchange Standard, intrat în vigoare în anul 1922.

Conform acestui aranjament, etalonul aur a fost înlocuit cu plăţi în aur metal plus dolari şi lire sterline, aceste două monede fiind considerate drept aur. Dolarul american şi lira sterlină engleză au ajuns în felul acesta „monede privilegiate", ele intrînd în stocurile de aur ale diferitelor state pentru garantarea emisiunilor monetare şi efectuarea schimburilor internaţionale.

În anii din urmă s-a pus în discuţie, de către unii economişti capitalişti, problema revenirii la etalonul aur. Pentru că aurul aflat la dispoziţia băncilor care reglementează plăţile internaţionale este insuficient la cursul oficial actual, în cazul cînd s-ar elimina plăţile în dolar şi lire sterline, s-a emis ideea majorării preţului aurului, mergîndu-se pînă la dublarea lui. Partizanii sistemului actual, care se opun urcării cursului aurului, susţin că efectul acestei urcări de curs ar fi în bună parte anulat de pierderea încrederii în monezile actuale şi o goană după tezaurizarea aurului de către particulari, de teama altor modificări viitoare de curs. Ei arată că în ultimii zece ani producţia mondială de aur a lumii capitaliste plus aurul vîndut de U.R.S.S. pe pieţele mondiale s-a urcat valoric la 13 200 milioane de dolari. În aceeaşi perioadă de timp rezervele monetare mondiale nu au sporit decît cu 6 000 milioane de dolari, rezultînd că 55% din aurul produs a fost folosit în industrie sau a mers în acumulări particulare.

S-a emis şi ideea ca în locul celor două monede privilegiate să se emită o monedă internaţională, emisă şi garantată de Fondul Internaţional Monetar, care să suplinească în parte funcţiunile insuficiente ale etalonului aur, provocate de insuficienţa aurului metal.

S-ar putea ca discuţiile să mai dureze pînă se va ajunge la un nou aranjament internaţional care, între alte măsuri, va trebui să cuprindă şi majorarea cursului oficial al aurului, ceea ce va avea o influenţă favorabilă asupra desfăşurării viitoare a producţiei de aur în ţările capitaliste.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *L'avenir de la production minière mondiale.* L'Industria Mineraria, februarie, 1962.
[2] * * * Mines et métallurgie, ianuarie, februarie, noiembrie, 1964.
[3] * * * Annales des mines, aprilie, 1960.
[4] * * * Annales des mines, mai, noiembrie, 1961.
[5] * * * Engineering and Mining Journal, februarie 1964, februarie, 1965.
[6] * * * Mining — annual review — 1964.

[7] * * * The Mining Journal, iulie, 1961, februarie, 1963, ianuarie, 1964 şi colecţia pe anii 1963, 1964 şi 1965.
[8] * * * Canadian Mining Journal, februarie, 1963.
[9] Sanderson, L. *Gold.* Canadian Mining Journal, august, 1964.
[10] Pervago, V. Russia's gold industry placer mining predominates. World Mining, iulie, 1964, p. 28—30.
[11] Foss, G. Temps Nouveaux nr. 31, 1964, p. 25—26.
[12] Marin, I. *Mersul producţiei mondiale de aur.* Miniera nr. 1, 1943.
[13] * * * *L'extraction d'or dans le monde capitaliste.* Temps Nouveaux nr. 20, 17 mai, 1965.
[14] * * * Metall und Erz, 1963.
[15] * * * Le Génie Civil, martie, 1963.
[16] * * * Viaţa economică, noiembrie, 1963, februarie, 1964.
[17] * * * Buletinul Camerei de Comerţ al R.P.R., 1963, 1964 şi 1965.
[18] * * * România liberă, 31 iulie, 1965.

INFORMAŢII

Congresul internaţional minier (II)

B. PLANIFICAREA IN INDUSTRIA MINIERĂ

1. Krupinski, B. (R. P. Polonă). *Valorificarea unui zăcămînt minier*

Autorul arată că datorită noilor cerinţe ale economiei naţionale, în majoritatea ţărilor a fost depăşită epoca în care se construia o mină într-o zonă liberă aleasă a unui zăcămînt de substanţe minerale. Practica mineritului modern arată că trebuie să se ţină seama de întregul potenţial al unui bazin geologic-industrial, atît cantitativ, cît şi din punctul de vedere al succesiunii construcţiei minelor, al construcţiilor auxiliare şi al clădirilor necesare activităţii de producţie a minelor.

Din acest punct de vedere, printr-o regiune minieră trebuie să se înţeleagă o zonă care înglobează forţele de producţie, cu o predominanţă a activităţii miniere. Prin valorificarea unui zăcămînt de substanţe minerale utile trebuie să se înţeleagă stabilirea problemelor principale şi ale celor relative la producţia industriei carbonifere ca şi a activităţilor colaterale acestei industrii ca: mîna de lucru, mijloacele de circulaţie, regimul economic energetic şi hidraulic, ansamblul locuinţelor pentru muncitori şi acţiuni sociale. Prin rezolvarea în ansamblu a acestor probleme se obţin efecte economice importante care asigură obţinerea eficienţei globale maxime a întregii economii naţionale.

Primul grup de condiţii care stau la baza valorificării totale a unui zăcămînt îl formează cele privind problemele de valorificare minieră. Determinarea parametrilor unui zăcămînt asigură posibilitatea conducerii activităţii în sectoarele de zăcămînt alese, în aşa fel încît să se asigure cele mai bune caracteristici de randament la construcţia minelor şi care să asigure succesiunea normală a construcţiei unei mine. Determinarea succesiunii de valorificare a diferitelor sectoare permite elaborarea mai din timp a documentaţiei de proiectare, ceea ce reduce ciclul de construcţie al unei mine. În cazul în care se construiesc o serie de mine, există posibilitatea (cînd caracteristicile minelor sînt apropiate) de a adopta pentru acestea modele şi structuri analoage, de a folosi proiecte tip, un utilaj similar şi de a folosi în comun unele elemente, atît în subteran cît şi la suprafaţă, ceea ce reduce sensibil durata de construcţie a minelor.

Cel de-al doilea grup de condiţii îl constituie raportul cu valorificarea locală a zăcămîntului, adică cu activitatea ce asigură posibilitatea dezvoltării activităţii industriale a minelor respective. O dată cu construcţia unei serii de mine, se formează o bază complexă, social-economică, puternică, fără de care nu s-ar putea construi noile mine.

Rezolvarea problemelor de valorificare locală garantează folosirea optimă a mijloacelor de transport, din punctul de vedere al dotaţiei şi al capacităţii acestora, realizarea unei instalaţii raţionale de reţele de forţă şi de alimentare cu apă şi a unor construcţii auxiliare şi de locuinţe. Acest mod de rezolvare influenţează în mod sensibil asupra coborîrii cheltuielilor de amortizare şi sporeşte eficienţa globală a regiunii considerate.

Practica studiilor de valorificare a unor regiuni carbonifere ca Glivice, Ribnik şi Cracovia, a regiunii cuprifere Dubin-Gilozow, a regiunii plumbo-zincofere Olkuş, a regiunii siderurgice de la Klobucko şi Lencze au permis stabilirea în R.P. Polonă a metodelor de valorificare, atît la nivelul de zonă de zăcămînt, cît la nivelul regional, unele aspecte ale acestei metodologii fiind expuse în referat.

2. Kuzneţov, K. K. (U.R.S.S.) *Elaborarea proiectelor pentru mari întreprinderi miniere cu productivitate ridicată*

În U.R.S.S. se prevede ca în anul 1970, în comparaţie cu 1964, producţia de cărbuni în exploatări la zi să crească de 5 ori, ajungînd să reprezinte 63% din totalul producţiei de cărbuni. Noile exploatări la zi se vor realiza în bazinele carbonifere din estul ţării, reprezentate prin strate groase de mică înclinare, situate la o adîncime redusă, aşa fel încît coeficientul de dezveliere să reprezinte 1—5 m^3/t. Exploatările la zi vor avea capacităţi de producţie de 3—4,5 milioane tone/an. Proiectele prevăd folosirea unor utilaje de mare capacitate, automatizate. În scopul reducerii duratei de punere în exploatare, se prevede o perioadă tranzitorie în cursul căreia se va folosi un utilaj mai puţin puternic.

În ceea ce priveşte producţia de cărbuni din subteran, s-a trecut la construcţia de mine cu capacităţi anuale de producţie de 1,8—6,0 milioane tone. Realizarea acestor noi mine, în special cele situate în zăcăminte grizutoase sau la mare adîncime, au impus folosirea unor noi tehnologii de exploatare, tăiere, săpare şi pregătire a cîmpului de exploatare.

Creşterea capacităţii de producţie a exploatărilor subterane se asigură prin îmbunătăţirea schemelor de deschidere şi pregătire în sensul realizării exploatării în blocuri, pregătirea stratelor în panouri şi prin simplificarea schemelor şi perfecţionarea mijloacelor de transport, constînd în evitarea transportului în trepte şi folosirea transportorului continuu, asigurînd totodată capacitatea de producţie în abataj, strat şi sector.

Capacitatea de producţie a abatajelor va fi de 500—1000 tone /zi, iar pe strate — de 6 000—20 000 tone/zi. Sporirea capacităţii de producţie a abatajelor se va asigura prin folosirea agregatelor complexe, a susţinerii hidraulice mecanizate şi a mijloacelor de transport de mare capacitate.

Exploatarea simultană a cîmpului minier prin cîteva blocuri cu aeraj distinct al fiecărui bloc cu ajutorul puţurilor individuale de aeraj a făcut posibilă rezolvarea aerajului minelor mari care exploatează strate foarte grizutoase.

Simultan se proiectează şi se construiesc mine complet hidromecanizate, cu capacităţi de 1,2—1,8 milioane tone/an. În exploatarea minereurilor, noile mine au capacităţi de 2,4—6,0 milioane tone. În minele hidromecanizate productivitatea muncii în abataj va fi de 700 tone/post şi săptămînă.

În U.R.S.S. s-a definitivat, în cadrul proiectării, metodologia optimalizării totale care prevede analiza funcțională a soluțiilor proiectate, calculul efectuîndu-se cu ajutorul calculatoarelor electronice.

S-a studiat un model economico-matematic al minei, iar cu ajutorul algoritmurilor și al programării se găsește soluția modelului optim tot cu calculatoarele electronice.

3. Yin Ti-Ciang și Liu En Ciung (R. P. Chineză). *Deschiderea și pregătirea rapidă a minei de cărbuni Fongeciuen*

Noua mină, a cărei capacitate de producție este de 1,8 milioane tone/an, are primul orizont de exploatare situat la o adîncime de 341 m. Cîmpul minier a fost deschis prin trei puțuri, de extracție, auxiliar și de aeraj. Partea superioară a acestor puțuri, pe 70—150 m, s-a săpat prin terenuri aluvionare prin procedeul congelării, iar în rest — prin metodele obișnuite. Debitul de apă la săparea puțurilor a fost de 118—140 m³/oră. Toate lucrările de deschidere și pregătire a minei au durat 70 luni, cuprinzînd aproximativ 40 000 m galerii.

Pentru accelerarea ritmului de săpare a galeriilor s-au luat următoarele măsuri:

— executarea în prealabil a lucrărilor pregătitoare pentru construcția minei;

— organizarea săpării rapide a puțurilor, atît prin congelare (cu betonare la rece fără izolare termică), cît și prin procedeele obișnuite (folosind cartușe cu diametrul mare);

— montarea rapidă a unei instalații definitive de extracție a puțurilor auxiliare în scopul deservirii săpării galeriilor;

— pregătirea panoului prin galerii săpate, atît din puțul de aeraj, cît și din puțul auxiliar;

— organizarea echipelor de înaintare rapidă în toate fronturile de săpare, evacuarea materialului făcîndu-se hidraulic, asigurîndu-se înaintări de 8,3 m/zi.

4. Cavita, G. (Italia). *Mecanizarea în bazinul carbonifer de la Sulcis*

Zăcămîntul de cărbune este format din straturi cu o grosime de 2—7 m, fiind situat la adîncimi de peste 350 m și avînd o înclinare foarte mică. Transportul principal pe orizontală se efectuează cu benzi transportoare cu lățimi de 750—1 000 m și lungimi de 600—1 100 m. Mina este electrificată în proporție de 84%, tensiunea folosită în subteran fiind de 500 V. Transportul de materiale se efectuează cu benzi și cărucioare pe pneuri cu acumulatoare.

Stratele de cărbune au în coperiș calcar silicios, iar în culcuș roci moi. Abatajele frontale au lungimi de 80—100 m, fiind susținute cu stîlpi cu fricțiune și grinzi în consolă, iar pentru tăiere se folosesc combine cu tamburi. În prezent se introduc abataje frontale cu lungimi de 150 m, susținute cu stîlpi hidraulici. În aceste condiții, în strate de 2—2,5 m se obține o productivitate a muncii în abataj de 18 tone/post. Experimentarea tăierii cu plug a permis realizarea unei productivități de 13 tone/post, a combinei frontale Korfmann circa 30 tone/post, iar a combinei Eickhof cu tamburi cu dublu sens a circa 26 tone/post.

Pentru lucrările de pregătire se folosește combina Continous Miner în combinație cu vagonete navetă cu care s-a realizat 14 m/zi.

Prin toate aceste modernizări s-a ajuns ca productivitatea muncii pe mină să fie de 5—6 tone/post.

5. Reilla, J. D. (S.U.A.). *Planificarea în vederea unei productivități ridicate în exploatarea cu camere*

În referat se prezintă modul de organizare a unei mine de cărbuni care în 6 luni de la intrarea în exploatare a ajuns să realizeze o producție de 6 000 tone/zi.

Se exploatează un singur strat de cărbune cu o grosime de 1,83 m aproape orizontal. Deschiderea s-a realizat printr-un plan înclinat, de la baza căruia s-au atacat abatajele cameră. Galeriile de acces au o lățime de 4,27 m, camerele au lungimi de circa 90 m, iar pilierii o lățime de 7,60 m. Dintr-o galerie de acces se atacă 12—13 abataje cameră. Echipe de lucru formate din 9 muncitori, folosind mașini de încărcat, vagonete navetă și susținere ancorată, realizează o producție de 540 tone/schimb cu o productivitate de 59 tone/post.

Tăierea cărbunelui se face prin havare la culcuș și împușcare cu aerdox. Găurile de mină cu lungimi de 3 m se efectuează cu cărucior de perforare. Găuri de 3 m lungime și 95 mm se forează în 50 secunde. Cărbunele este încărcat mecanic în vagonetele navetă din care trece în vagonete de mare capacitate.

6. Ahlmann, H. (Suedia). *Planificarea unei producții mari într-o mină suedeză de minereu de fier*

Minele IKAB situate în nordul Suediei produc în prezent 20 milioane tone/an.

Extracția minereului se face prin 8 puțuri de extracție și 2 puțuri auxiliare, plasate toate într-un singur ansamblu. Distanța optimă economică între orizonturi a fost determinată la 120 m. Printr-o organizare deosebită a transportului de personal și material s-a putut realiza o sporire a productivității muncii în subteran cu 8—12%.

Cu ajutorul statisticii matematice și al cercetării operaționale s-a putut stabili relația optimă între capacitatea nominală a instalațiilor miniere și capacitățile reale obținute.

La exploatarea cu galerii de subetaj, distanța dintre acestea a fost calculată ca optimă la 15 m. Aceleași studii au permis reducerea diluției prin împușcarea cu evantaie înclinate la 100° spre masivul de minereu. Studiile au fost efectuate și pe machete, stabilindu-se excentricitatea eliposoidului format de materialul împușcat, care la rîndul său depinde de granulometrie și de distanța dintre subetaje.

Prin analiza cheltuielilor de exploatare, folosind mijloace selective de calcul, s-a ajuns la elaborarea unor programe eficiente de raționalizare. Pe baza cronometrărilor, a normalizării întreținerii, a formulelor de calcul al duratelor, a studiului frecvenței și a evaluării volumului de muncă a fost posibil să se sporească capacitatea de producție. Rezultate deosebite s-au obținut la săparea galeriilor, perforarea găurilor de mină, încărcarea explozivului și împușcării, a încărcării și transportului de minereu. Noile utilaje de forare, folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină și a noilor utilaje de încărcare au permis dublarea productivității muncii. Aceste progrese au permis organizarea de echipe independente, repartizate în două schimburi de cîte 25 muncitori fiecare, care pot realiza anual o producție de 2 milioane tone.

Controlul producției la mina Kiruna se face cu ajutorul unui calculator electronic plasat în subteran. Prin sporirea treptată a gradului de automatizare și a controlului, capacitatea de transport la orizontul principal a putut fi mărită pînă la posibilitățile instalației de extracție.

În prezent, prin posibilitatea reducerii unui grad ridicat al fluctuațiilor în analiza cantitativă a minereului s-a putut regulariza în producție.

7. Dorstewitz, G. (R.F.G.). *Aspecte economice ale mecanizării și concetrării exploatărilor miniere*

Concentrarea exploatării este în primul rînd o problemă de planificare, adică de a realiza în mod optim organizarea exploatării și combinării favorabile a factorilor de producție. Condiția unei planificări totale pe termen lung este de a cunoaște exact acțiunea parametrilor influențați de exploatare asupra cheltuielilor.

În ultimul timp s-a elaborat o serie de procedee care permit a stabili modul optim de realizare al unor anumite domenii ale exploatării. În acest caz, folosirea calculatoarelor electronice permite de a ține seama în planificare de relațiile foarte complexe dintre parametri exploatării. Ca exemple se citează distanța optimă dintre orizonturi sau amplasarea optimă a unui sector de exploatare.

Printre posibilitățile esențiale de conducere, cu ajutorul cărora se poate modifica tonajul extras, există și acea de a studia viteza optimă de producție, apoi de a depune toate eforturile pentru a obține o durată maximă a performanței și numai după aceea se pot introduce în exploatare alte ansambluri de producție auxiliare.

Dacă durata de exploatare disponibilă este complet folosită, se poate trece la schimbarea utilajelor în folosire și a numărului de locuri de muncă. Pentru a lua aceste hotărîri trebuie să se observe ca etapele de lucru și fazele de producție să fie reglate exact unele în raport cu celelalte în capacitatea lor potențială.

În acest mod se ajunge la concentrarea maxim posibilă a producției. Dacă simultan se tinde spre sporirea gradului de mecanizare, în scopul sporirii productivității muncii, trebuie stabilite firele directoare ale evoluției tehnice. În acest caz este necesar ca efortul să fie depus pe punctele din producție susceptibile de a produce cel mai mare efect economic.

În toate locurile de muncă trebuie să se vizeze spre o evoluție tehnică ce poate asigura cea mai mare suprafață de exploatare. În acest sens, în exploatarea prin abataje frontale trebuie să se asigure suprafața de exploatare mare, prin sporirea vitezei de avansare și nu prin lungirea abatajului frontal.

Evoluția tehnică trebuie armonizată printr-o desfășurare a producției în așa fel încît să nu se producă strangulări în fazele de producție și nici între fazele de producție.

Între utilizarea optimă a unei exploatări cu ajutorul unei concentrații a producției și evoluția tehnică în domeniul mecanizării există interdependențe, de care trebuie să se țină seama, pentru a putea obține cele mai bune rezultate.

C. CERCETĂRILE MINIERE

1. Belugou, P. (Franța). *Cercetarea în mină*

În prezent cercetările miniere nu trebuie să rezolve decît probleme dificile, deoarece toate aspectele mai ușoare au fost rezolvate. Totuși introducerea electronicii în mină permite efectuarea de studii cu totul noi.

În Franța, atunci cînd un bazin întîmpină unele dificultăți, se apelează la Centrul de cercetări care, cu mijloacele mai specializate decît cele existente în bazin, analizează situația și încearcă să le rezolve rapid, fie sprijinindu-se pe studii anterioare sau pe un studiu documentar, fie efectuînd rapid experimentări orientative. Această metodă se folosește la probleme mărunte care nu constituie obiectul unui program de cercetări prealabile.

Problemele importante din planul de cercetare se pot grupa în două categorii și anume :

— cercetarea de ansamblu a unui fenomen minier cum ar fi degajările de metan, erupțiile, presiunea rocilor, silicoza etc. ;

— studiul unui aparat sau al unei tehnologii : grizumetria, susținerea, captarea prafului, tăierea cărbunelui etc.

Cercetarea științifică a fenomenelor miniere se poate efectua în două moduri diferite :

a. Statistic, prin acumularea de observații și măsurători efectuate în mină, fără a căuta să se găsească o explicație a fenomenului. După aceasta se fac cercetări, se fac ipoteze, apoi verificări, ajungîndu-se la reguli mai mult sau mai puțin cu caracter de legitate sau de simple rețete utile. Acest mod este foarte sigur, dar durează foarte mult, deoarece numai rareori cercetătorul are posibilitatea de a modifica condițiile experienței sau de a le repeta.

b. Analitic, prin explicarea mecanismului fenomenelor prin legi fizice, în laborator sau pe modele, căutînd să se deducă legile care se vor aplica în subteran. Acest mod nu este aplicabil decît dacă se pot defini și măsura parametrii care acționează asupra fenomenelor.

În timpul cercetării, este aproape întotdeauna necesar de a îmbunătăți aparatele de măsură și de a crea altele noi.

Dacă factorul timp nu prezintă o prea mare importanță, desfășurarea logică a cercetării va fi următoarea : după o mai bună bibliografie se pun la punct aparatele de măsură, apoi se studiază problema în ansamblu, fie statistic, fie analitic. În final rezultatele se vor aplica la construcția de mașini sau de aparate.

2. Borecki, M. (R.P. Polonă). *Cercetarea și progresul în domeniul tăierii cărbunelui*

Cercetările efectuate de institutul din Katowice în domeniul tăierii cărbunelui au ajuns la concluzia că abatajele frontale cu viteză de avansare limitată sînt mai convenabile în stratele de cărbune tare, în timp ce în cărbunii de tărie medie, și sub aceasta, sînt recomandate vitezele mari de avansare. Datorită faptului că tăria cărbunilor din R.P. Polonă este mare, este necesară folosirea combinelor cu puteri de circa 200 kW. În stratele cu grosimi de 2 m cele mai bune rezultate au fost obținute prin folosirea combinelor cu tamburi și a susținerii mecanizate.

În stratele mai groase se folosesc două combine cu tambur ce funcționează independent în același abataj.

Ca tendințe de viitor se prevede :

— mecanizarea integrală prin folosirea combinelor, a susținerii mecanizate și a transportoarelor blindate ;

— exploatarea în grupe de strate, mecanizînd integral tăierea și controlul coperișului ;

— mecanizarea tăierii și a încărcării folosind combine și stîlpi individual ;

Cea de-a doua tendință este în curs de experimentare.

3. Sinha, K. N. și Sinyh, B. (India). *Aspecte economice privind exploatarea cărbunilor în India*

În India producția de cărbuni se realizează în proporție de 80 % în subteran și 20 % în exploatări la zi. Productivitatea muncii în abataj este de 1,32 tone/post, pe mină de 0,50 tone/post, iar 400 de mine au capacități sub 2 500 tone/lună.

Noile mine cu adîncimi de peste 600 m vor realiza în ansamblu 15 milioane tone/an. Pentru mecanizarea tăierii se prevede folosirea combinelor Anderton și a plugurilor de cărbune. În 70 mine se practică rambleierea hidraulică.

4. Anderson, R.W.P. (S.U.A.). *Programarea în sistemul PERT modificat pentru proiectarea operațiilor multiple miniere în Canada*

Metoda traseului critic PERT se bazează pe ideia că în orice proiect se impun constrîngeri datorită progresiei succesive sau ordinei în care activitățile sau grupele de activitate se pot produce. Stabilirea succesiunii logice a activității dintr-un proiect este o problemă simplă de definit într-un grafic în care activitatea este reprezentată printr-o săgeată, succesiunea progresivă necesară fiind reprezentată printr-o succesiune de săgeți.

Construcția unui astfel de grafic permite să se obțină asigurarea că toate părțile componente ale unui proiect au fost bine însușite și va permite evidențierea unor aspecte care nu puteau fi constatate atunci cînd se trata problema pe bucăți. Metoda indică, de asemenea, duratele flotante în diferitele evenimente din grafic, permițînd astfel să se determine acțiunile ale căror termene de realizare sînt critice. Un grup de activități critice de la începutul pînă la sfîrșitul proiectului constituie „traseul critic".

Aproape întotdeauna un grafic va prezenta o anumită elasticitate în programare, care poate fi folosită pentru cercetarea diferitelor necesități, în scopul uniformizării atribuțiilor lor. Faptul că programul de lucru al unui calculator electronic îl obligă pe cel ce studiază problema de a considera structura esențială a întregului plan, constituie unul din avantajele metodei. Un alt avantaj constă în ușurința cu care un grafic poate fi devansat în cazul în care se produc modificări în logica sau în duratele activităților componente ale proiectului.

Ca exemple de astfel de calcule se dau :

1. Lucrările de exploatare și preparare a unei producții de minereu dintr-un zăcămînt cu o rezervă de 4,4 milioane tone.

2. Un proiect de rambleiere hidraulică la adîncime de 2 080 m.

3. Studierea posibilităților de a acționa în cazul extinderii în adîncime a unei zone mineralizate cunoscute.

4. Studiul acțiunii de schimbare a căptușelii unui concasor conic.

În final se prezintă modul de calcul aplicat la o mare mină auriferă, la care se solicită optimizarea exploatării rezervei rămase în 2 600 de puncte, în special în pilieri.

Informațiile înregistrate pe fișe perforate cuprind numerotarea evenimentului, durata de acțiune, descrierea rezervei și a amplasamentului, conținutul în metal și zona de extindere. Numerotarea evenimentului și durata acțiunii permit obținerea soluției privind traseul critic pentru valorificarea rezervelor, în timp ce calculatorul este folosit ca mijloc de control al soluției. Programul elaborat a fost calculat cu un calculator electronic.

5. Ware, M.T., Hassialis, M.D. şi Boshkov, S.H. (S.U.A.). *Tehnica cercetării operaţionale în domeniul minier în S U A*

Efectul predominant al cercetării operaţionale în industria minieră din S.U.A. a fost în orientarea acesteia spre unele probleme cu totul noi. După cum era şi de prevăzut, continuă o contraversă referitoare la natura şi rolul precis al cercetării operaţionale.

Cercetarea operaţională este considerată deseori de mineri ca fiind identică cu o serie de procedee matematice foarte rafinate şi complicate ale programării liniare, neliniare, totale şi dinamice. Ca urmare a acestei definiţii foarte restrictive, se consideră că cercetarea operaţională nu conţine lucruri importante. Se mai consideră că cercetarea operaţională este sinonimă cu ceea ce conducătorul unei mine face de mult timp, adică cu luarea de hotăriri. Alţii caută să îmbine cercetarea operaţională cu cercetarea ştiinţifică fundamentală sau cu organizarea industrială, iar în ultimul timp cu metodele şi tehnica de calcul electronic.

Cei care efectuează cercetarea operaţională sînt antrenaţi în a recunoaşte forma problemei şi a o descrie sub un fel de model matematic, căruia i se pot aplica un ansamblu de procedee matematice corespunzătoare, în scopul obţinerii soluţiei căutate.

În industria minieră zăcămîntul constituie factorul fundamental în abordarea problemelor. Factorii geologici sînt cauze de constrîngere pentru activitatea unei întreprinderi miniere, ei limitînd posibilităţile de acţiune. Zăcămintele prezintă două aspecte cu totul proprii : natura epuizabilă şi caracterul probabil. Natura zăcămîntului face să apară noţiunea de grad de epuizare ca şi pe cea de conservare. Natura capricioasă a fenomenelor de mineralizare, la rîndul ei, creează un element aleatoric în fiecare fază a activităţii miniere. Natura imprevizibilă este mai evidentă în modul de apariţie al zăcămîntului, în plasarea geometrică a acestuia, în distribuirea valorică din zăcămînt, în distribuţia mărimilor fizice şi în condiţiile înconjurătoare.

Aspectul probabil al celor cinci factori este un punct esenţial în formarea conceptului ce reprezintă operaţiile miniere şi aceasta în mod diferit de cea din alte genuri de activităţi de producţie.

Particularităţile funcţionale ale procedeelor de producţie minieră sînt cauzele existenţei altor constrîngeri. Prima o constituie rigiditatea relativă a metodelor de exploatare. Hotărîrile importante de planificare puse în execuţie nu permit decît rareori de a acţiona în alt mod şi pe de altă parte galeriile în steril, suitorii şi puţurile nu mai au nici o valoare dacă nu mai sînt folosite. Condiţiile fizice şi geologice în care trebuie realizată producţia nu pot fi de obicei modificate şi conducătorul unei mine poate cel mult să încerce să fie stăpîn pe diferite combinaţii de comportament în scopul uşurării condiţiilor de exploatare. Fenomene fizice defavorabile ca : lovituri de coperiş, explozii de metan, viituri de apă compromit frecvent unformitatea exploatării. Măsura în care sîntem stăpîni pe modul în care trebuie să procedăm este mult mai redusă în industria minieră decît în alte industrii. Producţia provenită din locuri de muncă dispersate cu parametri fizici şi chimici nedeterminaţi sau cel mult probabili, fac să apară o serie de probleme la care conducerea minei trebuie să răspundă.

Ceea ce este necesar în industria minieră nu este acceptarea fără limite a procedeelor de cercetare operaţională ce s-au dovedit utile în industria de fabricaţie, ci punerea la punct a unei metodologii verificabile în cursul funcţionării şi care se corectează ea însăşi în mod continuu, pentru formularea problemelor complexe şi speciale ale exploatării şi simplificarea lor la forme ce permit luarea unei hotăriri din mai multe soluţii posibile.

6. Mankovski, G. I. (U.R.S.S.). *Folosirea metodelor de modelare în minerit*

Definiţia conceptului de model ca mijloc de cunoaştere şi clasificare a modelelor nu este încă fixată la ora actuală în mod satisfăcător. Autorul consideră modelul ca o reprezentare a lucrărilor reale cu ajutorul unui sistem care reproduce condiţiile fundamentale fizice, chimice, matematice sau logice ale fenomenului studiat.

Principalele metode de studiu adoptate în ştiinţa minieră se pot grupa în trei categorii :

a) metode analitice, printre care primul loc îl ocupă analiza matematică ;

b) încercări şi observaţii, în cadrul cărora se pot grupa studiile statistce ;

c) metodele cu modele.

Ultima metodă capătă o extindere din ce în ce mai mare deoarece multe procese ce trebuie studiate nu se pot defini prin ecuaţii ce pot fi reziolvate în mod rapid şi precis în stadiul actual al matematicii. Observaţia naturală, în marea majoritate a cazurilor, necesită multă muncă şi timp şi rezultatele ei nu se pot raporta decît la situaţia în care s-a efectuat fără a putea fi extinse cu încredere la condiţii infinit diferite ale producţiei miniere.

Separarea metodelor de studiu nu este însă decît convenţională, deoarece metoda de cercetare mai generală şi mai fecundă se dovedeşte a fi complexă şi înglobînd, atît analiza matematică şi folosirea modelelor, cît şi observaţiile naturale. În cazul general, matematica este necesară pentru a construi un model şi pentru a prezenta rezultatele studiului pe model ; observaţiile naturale sînt necesare pentru găsirea parametrilor efectivi şi a căror interdependenţă determină funcţionarea procesului studiat şi rezultatele definitive.

Deoarece un masiv de roci se prezintă ca un mediu ce cuprinde trei faze (solidă, lichidă, gazoasă), desagregarea acestui masiv prin lucrările miniere se referă la toate aceste faze : roci solide, ape subterane sau mai exact, soluţii, şi, în sfîrşit, mase de gaze în stare liberă de adsorbţie şi în stare de soluţie. Datorită acestui fapt, geomecanica minieră trebuie să cuprindă litomecanica, hidromecanica şi gazomecanica minieră. În prezent aceste grupări se fac în condiţiile unei insuficiente corelări.

Folosirea metodei modelării cu materiale echivalente a permis să se studieze : procesul de producere al presiunii rocilor, particularităţile macrostructurii rocilor, principalele operaţii de dislocare a substanţelor minerale utile şi de susţinere a lucrărilor miniere. Pe această cale s-a putut stabili caracterul mecanismului de deformare şi deplasare a rocilor din jurul lucrărilor miniere, mecanismul interdependenţei rocilor şi susţinerii în abataje, caracterul şi limitele de extindere ale zonei presiunii de reazem, condiţiile de stabilitate ale tavanului în abataje, condiţiile de stabilitate ale pilierelor dintre camere.

Modelarea prin metoda optică a permis studierea pe modele plane a stării de tensiuni din jurul lucrărilor miniere, iar pe modele volumetrice — starea de tensiuni a rocilor din jurul puţului şi rampelor.

În prezent în U.R.S.S. se studiază realizarea unor materiale capabile de a modela nu numai caracteristicile elastice ale rocilor, ci şi cele elasto-plastice şi plastice. Tot prin modelare optică s-au studiat elementele de susţinere, domeniul în care se folosesc şi indicatorii fotoelastici.

Prin modelarea electrică s-au studiat calculul filtrelor de asecare, iar cu ajutorul unui hidrointegrator s-a rezolvat calculul degazării stratelor cu pericol de erupţie. Prin analogia hidraulică s-au calculat elemente ale metodei de exploatare : înălţimea etajului, lungimea cîmpului etc.

Ca alte exemple ale modelării se citează :

— modelarea procesului de împuşcare pe modele din rocă sau materiale artificiale (beton, sticlă, plexiglas), prin fotoelasticimetrie stabilindu-se parametrii de plasare a încărcăturilor de exploziv, modul de acţiune al unei încărcături, diferenţele calitative ale diferitelor sisteme de amorsare ;

— modelarea procesului de împuşcare pe modele electrohidrodinamice care permite determinarea aproximativă a influenţei formei, dimensiunilor şi interacţiunii încărcăturilor de exploziv asupra dimensiunilor zonei de dislocare şi a granulaţiei materialului ;

— modelarea electrică a aerajului, reţelei de energie electrică, energiei pneumatice etc. din mină permiţînd, atît calculul rapid şi precis al parametrilor, cît şi cunoaşterea rapidă a influenţei oricărei modificări de detaliu asupra aspectului general al procesului respectiv ;

— modelarea hidraulică a procesului de congelare a rocilor, în scopul stabilirii parametrilor de proiectare.

Mașinile analoage de calcul sînt folosite în prezent la studiul sistemului dinamic al mașinilor miniere : pluguri, combine, excavatoare etc.

Modelarea proceselor miniere s-a efectuat și la mașinile electronice de calcul. Prin acest procedeu s-a studiat alegerea parametrilor optimi ai transportului subteran, în scopul asigurării unei eficiențe economice maxime. Studiul organizării muncii într-un abataj s-a realizat tot cu mașinile electronice de calcul, folosind metoda încercărilor statistice (supranumită și metoda Monte Carlo). Ultima realizare în acest domeniu o constituie studiul modelului unei mine în funcție de zeci de parametri ca : grosimea și înclinarea stratelor, greutatea specifică și calitatea cărbunilor, debitul relativ de metan, adîncimea de exploatare, dimensiunile cîmpului minier și ale panourilor, schema de deschidere, capacitatea de producție.

7. Junghans, R. și Neuber, L. (R. D. Germană). *Structura noilor mine de sare din R. D. Germană.*

Studierea capacității optime de producție a minelor de săruri de potasiu și de sare gemă din R.D.G. a permis stabilirea acestei valori la 10 000 tone/zi, iar în condiții geologice deosebit de favorabile putîndu-se ajunge pînă la 20 000 tone/zi.

După punerea în evidență a unui zăcămînt nou, se acordă un timp foarte scurt pentru lucrările pregătitoare în vederea săpării puțului. În timpul săpării puțurilor se construiesc toate instalațiile de la suprafață și, în special, uzina de preparare mecanică, a cărei tehnologie se va fixa pe baza carotelor extrase prin sondaje. În domeniul preparării se prevede ca în viitor aceasta să se facă numai prin flotație.

Săparea puțurilor se va face prin congelare, ai cărei parametri se vor stabili pe baza profilului carotat. Instalațiile de extracție se vor monta în turn, fiind de tipul cu cabluri multiple cu puteri pînă la 3 000 kW.

Pentru exploatare se va înlocui metoda cu camere descendente și pilieri abandonați. S-au inițiat experimentări ale unei metode de exploatare totale, fie prin abataj frontale, fie prin camere și pilieri recuperați, dar la acestea urmează să mai fie clarificate unele aspecte de mecanica rocilor. Camerele vor avea înălțimi de minimum 7 m și va trebui să se evite producerea de lovituri de coperiș sau lovituri hidraulice de saramură. Forarea se va face tot prin lucrări de perforare-împușcare, folosind amestec exploziv de azotat de amoniu și motorină pregătit într-un depozit subteran.

Încărcarea materialului se va face cu mașini de încărcat cu cupă, iar evacuarea în dumpere de 5 tone sau în vagonete navetă pe pneuri cu o capacitate de 20 tone. În galeriile principale sarea va fi sfărîmată într-un concasor și apoi trecută pe o bandă transportoare cu capacități minime de 5 000 tone/zi sau în vagonete tractate de locomotive cu troleu la capacități mai reduse.

Se dovedește necesitatea rambleierii zonelor exploatate prin folosirea reziduurilor de la preparare, transportate hidraulic chiar în zăcămintele de carsalită ; folosirea unui rambleu cu un conținut de 320 g $MgCl_2$/l permite evitarea dizolvării pilierilor.

8. Kovacs, Ș. și Scripăț, V. (R.S.R.). *Cercetarea aplicată în industria minieră din Republica Socialistă România.*

Rezultatele activității de cercetare științifică în domeniul industriei miniere din România în ultimii 4—5 ani se concretizează prin rezolvarea unor probleme, din care mai importante sînt : introducerea metodelor de exploatare de mare productivitate, mecanizarea tăierii, încărcării și transportului, introducerea susținerii metalice, înlocuirea lemnului de susținere, realizarea de noi explozivi și perfecționarea împușcării, combaterea focurilor endogene, exploatarea sării sub formă de soluție etc.

În referat se prezintă rezultatele obținute în toate aceste domenii.

9. Houlden, B. T. (Anglia). *Evoluția cercetării operaționale în minele de cărbuni din Anglia*

Cercetarea operațională este un serviciu consultant, cunoscut pe larg, care este la dispoziția conducerii industriei carbonifere, pe care o ajută în alegerea unei soluții din mai multe variante posibile.

Acest serviciu a fost creat în industria carboniferă engleză în anul 1947 și importanța sa a crescut pe măsura solicitărilor, așa fel încît în prezent el cuprinde 95 membri. Primele studii au avut ca teme aspecte tactice din domeniul producției de cărbuni. Acestea au fost urmate de altele privind fluctuația salariaților, starea stocurilor și a distribuirii cărbunilor. În anul 1961 solicitările serviciului de cercetări operaționale s-a dezvoltat așa fel încît în anul 1964 efectivul său va trebui dublat. Organizarea serviciului s-a modificat așa fel încît să permită specialiștilor să-și concentreze atenția pe anumite domenii particulare al întregului serviciu, de a-și perfecționa modul de lucru pentru a putea studia și probleme de ordin strategic.

În unele probleme ca, planificarea economică și serviciile care contribuie la realizarea producției, deși în mod inevitabil există erori de previziune, este posibilă exprimarea problemelor sub formă de cifre și apoi de analiză. Studiile privind planificarea unui bazin au permis stabilirea unei metodologii care se folosește în prezent în fiecare bazin carbonifer. Studii analoage, încununate de succes, s-au efectuat și asupra strategiei globale a întreținerii mașinilor miniere în stare de funcționare.

În alte domenii, ca în problemele sociale și ale circulației produselor pe piață, progresul nu este atît de rapid datorită multiplelor aspecte particulare ale absenteismului, accidentelor, conflictelor de muncă etc.

D. TRANSPORTUL MINIER

1. Griven, I. A. și Knoer, A. W. (S.U.A.). *Transportul în exploatările miniere*

În minele de cărbuni, tendința în domeniul transportului pare a fi cea de a abandona transportul pe cale ferată pentru cel cu benzi sau cel autor. Transportul hidraulic reține de asemenea din ce în ce mai mult atenția. În stratele groase de cărbuni — de peste 1,20 m — tendința în Statele Unite este de a folosi abatajele frontale care favorizează folosirea benzilor transportoare în abataj.

În cazul metodei cu camere și stîlpi, transportul în zona frontului de lucru se face exclusiv cu benzi transportoare și cu vehicule pe pneuri. Numeroase îmbunătățiri aduse vagonetelor navetă au făcut ca aceste utilaje să fie mult mai mult solicitate. Transportul pe cale ferată se menține ca mijloc de transport secundar între frontul de lucru și căile principale de transport sau chiar pe aceste căi.

Utilajul de transport acționat prin motoare Diesel este folosit numai în unele mine și se pare că avantajele acestui mod de acționare permite o extindere continuă.

În exploatările la zi din S.U.A., transportul se face aproape în totalitate cu camioane sau cu tractoare cu remorcă. Capacitatea de transport a autocamioanelor și a tractoarelor a crescut, ajungînd pînă la 140 tone, iar puterea motoarelor de acționare pînă la 700—900 CP.

În minele de minereuri metalifere și nemetalifere, predomină încă transportul pe cale ferată pentru capacitățile mari de producție ca cele de la Kinina (Suedia), El Salvador (Peru), minele de aur din Republica Sud Africană, San Manuel (S.U.A. — Arizona) și Climax (S.U.A. — Colorado).

Transportul pe cale ferată capătă o importanță deosebită în minele adînci , în care realizarea aerajului întîmpină greutăți. În cazul zăcămintelor mari, de mică adîncime, orizontale, se folosesc autocamioanelor navetă și utilajul combinat de încărcare și transport. În minele de minereuri nemetalifere utilajul acționat cu motoare Diesel este folosit pe larg pentru transportul secundar sau de colectare, în timp ce benzile transportoare sînt folosite pentru transportul principal.

Exploatările la zi de minereuri, și în special cele de minereuri de cupru și fier, sînt mai adînci decît exploatările la zi de cărbuni. În aceste condiții transportul sterilului și minereului se face cu schipuri, benzi transportoare, autocamioane, transport pe cale ferată ca și prin combinații diferite ale acestora. În prezent planurile înclinate cu schip de mare capacitate par a rezolva în modul cel mai simplu transportul în carierele adînci.

Deși transportul pe cale ferată este înlocuit tot mai mult de transportul cu autocamioane și remorci, el va rămîne încă mijlocul frecvent de transport pentru trasee de 6,5—8,0 km.

Autocamioane acționate electric prin intermediul unui motor generator Diesel și cu motoare electrice montate la fiecare roată au fost experimentate cu bune rezultate și în prezent sînt în extindere.

În referat se prezintă schemele de transport auto în subteran, modul de descărcare a vagonetelor de mare capacitate etc.

2. Craib, S. (Republica Sud Africană). *Extracția de la mari adîncimi în Republica Sud Africană*

În anul 1963 din cele 59 mine din statul Transval al Republicii Sud Africane au fost extrase peste 90 milioane tone prin aproximativ 539 instalații de extracție, situate în puțuri verticale cu adîncimi de 762—1 576 m.

Din punctul de vedere numai al extracției, ar fi de preferat să se extragă minereul dintr-o mină adîncă în trepte cu înălțimi economice decît prin intermediul unor puțuri principale direct pe toată adîncimea. Pe de altă parte, cum pentru punerea în producție a unei mine adînci sînt necesare investiții importante, se impune de a ajunge cît mai rapid și mai economic la partea superioară a zăcămîntului. Săparea și echiparea unui puț adînc, comparat cu săparea și echiparea a două puțuri a căror adîncime însumată este egală cu cea a puțului adînc, reprezintă nu numai o economie de investiții, dar și o reducere a duratei de realizare. Datorită acestor avantaje se impune folosirea mașinilor de extracție capabile să ridice de la adîncimi mari sarcini mari cu viteze mari. În acest bazin se folosesc mașini de extracție cu tamburi, mașini sistem Koepe și mașini cu cabluri multiple. În prezent există instalații de extracție cu tamburi pentru sarcini utile de peste 7 700 kg de la adîncimi de 2 256 m sau instalații Koepe obișnuite pentru sarcini de peste 13 000 kg de la 1 928 m și se construiesc instalații multicablu pentru sarcini de peste 17 000 kg și adîncimi de 2 012 m.

Cerințele crescînde tind să sporească sarcina utilă peste limita cablului unic cu dimensiuni practice și economice ce stau la baza realizării instalațiilor de extracție multicablu. Pentru instalațiile din puțurile cu adîncimi de peste 1 000 m folosirea cablurilor normale și a mașinilor cu tamburi se constată ruperi de cabluri. Pentru extracția de la mari adîncimi și a unor sarcini utile mari, folosirea instalațiilor de extracție cu cabluri multiple este cea mai economică soluție.

3. Tashio Uemura (Japonia). *Structura minei și transportul în stratele groase de mare înclinare la mina Akakira*

Zăcămîntul exploatat la mina Akakira este format din strate cu grosime medie de 2 m dar care ajunge uneori pînă la 10 m și înclinare medie de 60°, cu cărbune ce prezintă tendințe de autoaprindere. Extinderea cîmpului minier fiind destul de mare, încărcarea și descărcarea la un singur puț vertical necesită prea mult timp, fapt care a impus realizarea transportului printr-o combinație de puțuri înclinate și verticale. Acest sistem a impus folosirea unui tip de vagonet care să poată fi folosit în ambele sisteme de transport pe verticală; de asemenea cuplajul vagonetului este de tip special. Pentru transportul de steril se folosește o instalație de extracție tip Koepe cu colivie prin care se pot evacua 1 000 vagonete zilnic.

Ulterior s-a trecut la raționalizarea rambleierii prin concasarea sterilului de la săparea lucrărilor miniere în subteran și apoi materialul este dirijat spre abataje.

4. Matusek, J., Kaspar, J. și Matusek Z (R.S. Cehoslovacă). *Sisteme de transport de mare capacitate în subteran*

Referatul prezintă modul în care a fost organizat transportul cărbunelui și sterilului în bazinul Ostrava Konvino, în scopul obținerii unui cît mai ridicat grad de concentrare.

Pentru realizarea acestui deziderat s-au luat următoarele măsuri:

a — echiparea abatajelor frontale și a galeriilor principale cu instalații automatizate de transport de mare capacitate, care cuprind un număr redus de stații de încărcare și care se apropie cît mai mult de puțurile principale;

b — amenajarea sau reconstrucția orizonturilor principale pentru transportul continuu al cărbunelui;

c — aprovizionarea continuă a locurilor de muncă cu materiale și rambleu;

d — sporirea productivității muncii la transportul în subteran.

Indicele de concentrare a producției a ajuns în unele cazuri în bazinul Ostrava Karvin la 1 700—1 915 t/m de grosime. În anul 1970, datorită creșterii gradului de concentrare, se va trece la controlul și blocarea automată și reciprocă a transportoarelor, acest sistem fiind o perfecționare a sistemului pneumatic de comandă care este în funcțiune în prezent. După automatizarea benzilor transportoare consumul de mînă de lucru la transportul în subteran se va reduce de la 66,7 la 55—58 posturi/1000 tone. Pentru transportul cu locomotive se automatizează deschiderea ușilor de aeraj, macazele și se introduce un sistem de comunicație cu curenți de înaltă frecvență între mecanic și dispecer.

5. Arnold, W. (R.D.G.). *Transportul masiv — cheia evoluției tehnice a exploatărilor de lignit la zi*

Creșterea raportului de descopertare în exploatările la zi de lignit de la 3,1/t în 1963 la 5,1/t în 1980 impune rezolvarea unor probleme deosebit de grele de transport. În R.D.G. transportul de steril reprezenta în anul 1963 circa 85% din producție de huilă

Transportul sterilului se face, fie pe treaptă, fie direct printr-o combinație a celor două sisteme de bază. Pentru transportul pe treaptă se folosește transportul cu cale ferată și cel cu benzi, iar pentru cel direct podurile portal. În prezent podurile portal pot deservi distanțe de 90—500 m cu capacități de 350—950 tone/oră. Pentru anul 1980 se prevede extinderea pînă la 50% a transportului cu poduri portal, extinderea transportului cu bandă de la 1,5 la 28% și reducerea transportului pe cale ferată de la 63 la 27%. În ceea ce privește transportul lignitului, se prevede numai extinderea transportului cu bandă de la 2 la 48%.

6. Ciu Sung Ci și Li Hai Gu (R. P. Chineză). *Experimentarea industrială a extracției hidraulice*

În prezent în R.P. Chineză se folosesc două sisteme principale de extracție hidraulică, unul cu pompă de cărbune, iar celălalt cu alimentator. Cel mai folosit sistem este cel cu pompe hidraulice. Folosind două pompe în serie, înălțimea de refulare poate atinge 500 m, ceea ce corespunde unei adîncimi de extracție de 450 m. Granulația maximă a cărbunelui trebuie să fie de 50 mm, iar consistența tulburelii de 1 : 5 la 1 : 10, debitul pompei fiind de 80—150 tone/oră. Colectoarele de tulbureală sînt de tipul cu aspirație sau cu refulare. Cel cu refulare funcționează cu autosedimentare, care are avantajul siguranței în funcționare și a simplicității în exploatare. Folosirea acestor colectoare impune mărirea înălțimii colectorului de tulbureală.

Folosirea colectorului cu aspirație permite să se lege extracția hidraulică cu sistemul de evacuare a apei din mină, dar în acest caz se complică funcționarea utilajului în exploatare.

O sfărîmare prea avansată a cărbunelui duce la o creștere a cantității de material mărunt și îngreuiază desecarea și separarea cărbunelui la suprafață; totodată se constată o uzură rapidă a pieselor pompei.

În anul 1954 la o mină hidromecanizată s-a construit o instalație de extracție hidraulică cu alimentator cu cameră. Alimentatorul funcționează după principiul schimbătorului de apă și constă din două camere. Fiecare cameră, de tipul unui tub metalic, are diametrul de 1 m și lungimea de 32 m cu un volum de 25 m³. Înălțimea de extracție realizată este de circa 560 m. În prezent funcționează o singură cameră, asigurînd un debit de 57 tone/oră, cu un consum specific de energie de 22 kWh/t.

După un an de funcționare instalația își menține caracteristicile deși a asigurat evacuarea a peste 800 000 t cărbune.

Față de sistemul cu pompă, sistemul cu alimentator asigură alte înălțimi de extracție, posibilitatea transportării unei granulații mai mari de cărbune, simplicitatea construcției și uzură redusă.

7. P o t, F. (Franţa). *Transportul de materiale în minele de cărbuni din nordul Franţei*

Volumul de materiale transportat reprezintă 4—7% din volumul de cărbune extras şi necesită 8—15% din totalul personalului folosit în subteran.

Principiul raţionalizării transportului de materiale cuprinde, în primul rînd, condiţionarea materialului într-un mod uşor de transportat şi transbordat, reducerea la maximum a transbordărilor şi reducerea la minimum a schimbării mijlocului de transport.

Lemnul este depozitat şi manevrat pe piste mecanizate cu cărucioare elevatoare şi graifăre.

Unul din mijloacele cele mai extinse este transportul cu monorai, care asigură montarea rapidă, insensibilitate la mişcarea rocilor, posibilitatea înscrierii în trasse complicate, posibilitatea depăşirii obstacolelor, posibilitatea deservirii de trasee lungi, simplitatea şi greutatea redusă a utilajului.

Un alt sistem de transport este folosirea unui monocablu fără sfîrşit, care este şi tractor şi portant, şi care permite transportul unor sarcini de maximum 125 kg pe mai mulţi kilometri.

Prin amenajarea parcurilor de materiale de la suprafaţă, studiul mijloacelor de transport, studiul asamblării mai multor elemente de transport, generalizarea transportului cu monorai, crearea unui serviciu de livrare şi de studii a transportului, ajută la raţionalizarea transportului şi este justificată de economiile realizate.

E. CONDUCEREA ŞI ORGANIZAREA MINELOR

1. G. J. d e V o o y s (Olanda). *Unele aspecte ale concentrării în conducerea şi organizarea minelor*

Autorul analizează elementul uman în cadrul organizării concentrate şi concentrarea tehnică optimă care prezintă avantajele optime ce se pot obţine în diverse operaţii tehnice.

În cazul unei lipse de control, specialistul însărcinat cu studierea perfecţionărilor tehnice şi cu rezolvarea problemelor dificile de ordin tehnic şi ştiinţific va avea deseori tendinţa de a perfecţiona dincolo de orice limită a posibilităţii şi uneori într-un mod inadmisibil din punct de vedere economic.

Concentrarea puternică prezintă o mare atracţie pentru cei dotaţi, deoarece oferă posibilitatea unei mari pregătiri. Pe de altă parte, existenţa unei conduceri cu multiple trepte executive este o cauză a lipsei de iniţiativă a personalului subordonat. Calea de dezvoltare tradiţională nu comportă riscuri, în timp ce o iniţiativă terminată cu un eşec are şanse de a provoca imputări şi şocuri în continuare.

Cercetările care se pot efectua în cadrul existenţei unei mari concentrări constituie baza progresului tehnic, dar dacă producţia nu formulează corect obiectivele şi nu ţine un contact permanent cu serviciile de cercetare în cursul experimentărilor, se poate întîmpla ca unele lucrări de cercetare să fie sterile.

Studiile de organizare şi cunoştinţele însuşite astfel sînt indispensabile în faza de pregătire a concentrării, totuşi dacă aceste cunoştinţe nu sînt aplicate cu elasticitatea dorită şi dacă nu se ţine seamă suficient de datele bază, de calificare şi de instruirea personalului, sînt inevitabile cazuri de nereuşită.

Numai o mare întreprindere, care dispune de servicii cu numeroşi specialişti, este capabilă de a trata probleme tehnice dificile şi importante. Coordonarea lor este greoaie şi costisitoare. Pe de altă parte numeroşi specialişti au tendinţa de a-şi dezvolta ideea lor favorită, chiar atunci cînd rezolvă probleme de importanţă secundară.

Trebuie ţinut seamă că nu orice executant capabil poate deveni un conducător de mină corespunzător, deoarece conducerea minei cere o serie de alte calităţi. Studiul organizării trebuie efectuat de către oameni cu orizont larg.

Conducerea oricărei mine trebuie să dispună de un grup de specialişti care să cunoască ultimele realizări în domeniul minier. Minele de cărbuni moderne necesită o instalaţie modernă de preparare şi un atelier mecanic bine echipat şi dimensionat.

Pentru ca o concentrare să fie realizată cu succes, atît sub aspectul tehnic-organizatoric şi economic, este necesar ca limitele fixate concentrării să fie cît mai bine cunoscute.

2. H a w n e r, K. H. (R.F.G.). *Organizarea minelor de mare capacitate*

Pentru marile mine cu capacităţi de producţie de 20 000 tone/zi nu este posibil de a plasa conducerea minei (subteran şi suprafaţă) în mîinile unei singure persoane, deoarece numărul problemelor de coordonare creşte exponenţial în funcţie de mărimea exploatării.

În acest sens se recomandă următorul mod de organizare:

— conducerea ansamblului minei de către un director, cu directori subordonaţi pentru subteran şi pentru suprafaţă;

— directorul general are în subordinea sa directă un birou central de planificare şi un stat major central, separate pentru a obţine o cît mai bună apreciere.

Sarcinile biroului central de planificare sînt: planificarea şi armonizarea investiţiilor necesare, coordonarea resurselor care se găsesc la dispoziţie în diferitele cîmpuri de exploatare. Statul major asigură realizarea planificării şi controlul exploatării fără de care ar fi imposibil de a pătrund în detalii.

3. S i m o n o v i c i, M. (R.S.F. Jugoslavia). *Organizarea şi gestiunea unei exploatări miniere de lignit*

Bazinul minier Kolubava, ca întreprindere socialistă, are sarcină de a se consacra cercetărilor privind exploatarea şi prepararea lignitului. Întreprinderea girează colectivitatea de muncitori, care trece drepturile sale în domeniul girat unui organ ales şi numit în acest scop (Consiliului muncitoresc al întreprinderii sau Consiliului central al muncitorilor, Comisiei de gestiuni şi Consiliului de muncitori ai serviciului interesat).

Consiliul de muncitori al întreprinderii ia toate deciziile de principiu privind problemele fundamentale din domeniul economic şi al organizării întreprinderii. Comisia de gestiune colaborează, atît pe linie de gestiune, cît şi ca organ executiv al Consiliului muncitoresc. Consiliul muncitoresc al unui anumit serviciu este organul de gestiune al unei unităţi de exploatare formate aşa fel încît, bazîndu-se pe criteriul economic, este posibilă separarea personalului propriu de cel aparţinînd altor unităţi organizatorice. Competinţa acestui organ este mai limitată ca cea a Comisiei centrale de gestiune şi se limitează la atribuţiile ce au fost transferate de organul central de gestiune. În cadrul acestor atribuţii şi sarcini, Consiliul muncitoresc este autonom. Consiliul muncitoresc al unui serviciu poate delega un anumit număr de atribuţii şi sarcini adunării muncitorilor unităţii economice, compuse din grupuri de muncitori, a căror activitate formează un întreg cu caracter tehnologic şi economic şi de valorificare. Hotărîrile adunării muncitorilor unităţii economice sînt deplin valabile în domeniul activităţii producţiei şi atribuţiilor acestei unităţi economice.

Ing. *P. A.*

Manifestări tehnico-științifice în sectorul minier

În ultima perioadă Ministerul Minelor, prin unitățile sale, în colaborare cu Consiliul Național al Inginerilor și Tehnicienilor — CNIT — a organizat o serie de manifestări tehnico-științifice la care s-au dezbătut importante probleme de cercetare, proiectare, tehnică minieră, protecția muncii și tehnica securității, economie minieră.

Astfel, în cursul lunii octombrie a. c. au avut loc:

1. Simpozionul cu tema: Realizări pe plan mondial în mineritul carbonifer cu posibilități de aplicare în Valea Jiului (Petroșeni, 16 octombrie 1965);

2. Sesiunea tehnico-științifică de referate și comunicări cu prilejul împlinirii a 15 ani de activitate a Institutului de proiectări miniere — IPROMIN — (București, 22—23 octombrie 1965);

3. Sesiunea de referate și comunicări cu tema: Metode noi de extracție și de preparare a minereurilor neferoase (Baia Mare, 28—30 octombrie 1965).

În cele ce urmează redăm titlurile lucrărilor prezentate.

I. SIMPOZIONUL DIN VALEA JIULUI

1. **Realizări pe plan mondial în industria carboniferă** — ing. *C. Cenușe*, adjunct al ministrului minelor, ing. *E. Milițescu*, ing. *L. Șandru* și ing. *C. Vodislav*.

2. **Exploatarea stratelor de huilă și utilajele folosite la extracția acestora** — ing. *Ș. Duma* și ing. *T. Bîrsan*.

3. **Aspecte ale securității muncii în minele de cărbuni** — *R. Băltărețu* și ing. *A. Manea*.

4. **Noutăți tehnice aplicabile în condițiile specifice de zăcământ din Valea Jiului** — ing. *I. Lăzărescu* și ing. *E. Paki*.

II. SESIUNEA DE REFERATE ȘI COMUNICĂRI IPROMIN

1. **Contribuția IPROMIN la dezvoltarea mineritului în Republica Socialistă România în cei 15 ani de activitate** — ing. *Fl. Neagu*, directorul IPROMIN.

2. **Soluții moderne în transportul subteran la minele din Republica Socialistă România** — ing. *C. Cenușe*, adjunct al ministrului minelor, ing. *A. Buttu*, ing. *I. Bocancios* și ing. *C. Vodislav*.

3. **Studiul metodelor de pregătire și exploatare a stratului de lignit din bazinul Căpeni—Baraolt** — ing. *Al. Nagy*, ing. *A. Kasper*, econ. *Gh. Molnar* și geol. *Z. Kisgyorgy*.

4. **Folosirea sreperelor și mașinilor de încărcat la minele din Republica Socialistă România și eficiența economică a acestora** — ing. *L. Păcuraru* și ing. *I. Vintilă*.

5. **Eficiența lucrărilor de asecare aplicate la cariera Rovinari** — geol. *C. Enache* și geol. *Gh. Pencea*.

6. **Exploatarea în carieră a zăcămîntului de nisipuri caolinoase de la Aghireș** — ing. *Al. Vărgatu*, ing. *P. Moise* și ing. *T. Nițescu*

7. **Aplicarea principiilor de concentrare în proiectele IPROMIN** — ing. *V. Cazacu* și ing. *Vl. Melenciuc*.

8. **Rezultatele experimentării asecării orizonturilor acvifere la minele de lignit ale T. M. Muntenia** — ing. *Adina Coica*, geol. *N. Negrea* și ing. *Gh. Ilie*.

9. **Susțineri portante și de protecție din beton sau mortar toreretat realizate de T.P.E.M.** — ing. *C. Radu*, ing. *P. Zămîrcă*, ing. *Rita Amărăscu* și ing. *H. Schmidt*.

10. **Tendințe noi în modernizarea exploatărilor de sare gemă din Republica Socialistă România** — ing. *Gh. Palade* și ing. *P. Miclea*.

11. **Posibilități de automatizare la mina Lupeni** — ing. *I. Georgescu*, ing. *M. Tîrnăuceanu* și ing. *I. Rizescu*.

12. **Contribuții la exploatarea sării în soluție prin sonde în Republica Socialistă România** — ing. *E. Climescu*, ing. *M. Brumă* și ing. *I. Gosav*.

13. **Reprezentarea fotogrametrică a golurilor subterane formate prin dizolvarea sării în sonde** — ing. *Al. Guțu* și ing. *O. Andrei*.

14. **Determinarea volumelor excavate prin fotogrametrie la exploatările la zi** — ing. *O. Andrei* și ing. *Al. Guțu*.

15. **Aplicații în proiectare ale metodelor matematice pentru optimizarea proceselor industriei miniere** — dr. ing. *R. Pascal* și ing. *C. Docsănescu*.

16. **Raționalizarea consumurilor de reactivi și a consumului de apă în instalațiile de preparare** — ing. *Gh. Bîlcă*, ing. *M. Popovici*, ing. *M. Grigorescu*, ing. *N. Niculescu* și ing. *I. Țărineanu*.

17. **Studiul privind „O teorie nouă statistică a flotației"** — dr. ing. *L. Dobrescu*.

18. **Probleme ridicate de folosirea unor combustibili în procesul de prăjire magnetizantă a minerurilor de fier** — ing. *D. Hillard*.

19. **Principii de epurare chimică a apelor reziduale din industria de preparare a minereurilor neferoase** — ing. *M. Ionescu*.

20. **Amalgamatorul culisant, bazele lui teoretice de funcționare și rezultatele obținute la încercările pilot** — dr. ing. *E. Bădescu* și cercetător *H. Ene*.

21. **Realizări în domeniul epurării mecanice a apelor reziduale industriale evacuate din uzinele de preparare** — ing. *Gh. Gîță* și ing. *Al. Iaru*.

22. **Producerea sării prin evaporare în transfer caloric și de masă direct** — ing. *Gr. Panaitescu*.

23. **Orientări noi privind uscarea caolinului și a altor substanțe nemetalifere** — ing. *N. Niculescu* și ing. *P. Petreanu*.

24. **Realizări noi în domeniul ciuruirii minereurilor și posibilități de aplicare în instalațiile de preparare din Republica Socialistă România** — ing. *A. Lupu* și ing. *Gh. Bîlcă*.

25. **Soluții de realizare tehnică a primelor instalații de epurare a apelor reziduale din industria minieră din țară cu filtre presă** — ing. *C. Avram*, ing. *T. Bugnariu* și proiectant *L. Iercan*.

26. **Automatizarea instalațiilor de flotație** — ing. *I. Bocancios*, ing. *V. Dan* și ing. *S. Lăzărescu*.

27. **Automatizarea secției de prăjire magnetizantă — Teliuc** — ing. *L. Beghegeanu*, ing. *C. Pintilie* și ing. *A. Pleșoiu*.

28. **Realizări în proiectarea structurii turnurilor de extracție cu mașina multicablu** — ing. *N. Vrancu* și ing. *Gh. Nicolae*.

29. **Culoare pentru benzi transportoare realizate din elemente prefabricate asamblate prin precomprimare** — ing. *V. Olaru*.

30. **Aplicarea fotogrametriei în proiectarea drumurilor** — ing. *Al. Guțu* și ing. *E. Coțovanu*.

31. **Stadiul tipizărilor în domeniul construcțiilor miniere de suprafață** — ing. *D. Soroceanu*.

32. **Eficiența tronsonării și tipizării pilonilor metalici de funicular** — ing. *I. Nicolescu*.

33. **Realizări în proiectarea complexelor social-administrative** — arh. *E. Drocan*, arh. *Gh. Petrescu* și arh. *P. Burdeanu*.

34. **Eficiența folosirii turnurilor de extracție definitive la săparea puțurilor în Republica Socialistă România** — *ing. C. Vodislav*, ing. *Mihail Jean Andrei* și ing. *V. Popescu*.

35. **Circuite mecanizate pe platforme restrînse** — ing. *Mihail Jean Andrei*.

36. **Studiul critic asupra comportării în exploatare a unor cabluri de extracție la minele din Valea Jiului** — ing. *A. Ianăș*.

37. **Instalația automată de la baza puțului pentru evacuarea cărbunelui cu schipuri** — ing. *M. Banciu* și ing. *A. Schultz*.

III. SESIUNEA DE REFERATE ȘI COMUNICĂRI DE LA BAIA MARE

1. **Promovarea tehnicii noi și sarcinile ce revin în lumina Directivelor Congresului al IX-lea al P.C.R. în domeniul exploatării și preparării minereurilor neferoase** — ing. *C. Mîndreanu.*

2. **Controlul interfazic al calității minereurilor cu ajutorul stațiilor de probare** — ing. *A. Corpade*, ing. *A. Varna*, ing. *G. F. Popescu*, ing. *N. Suciu* și ing. *Delia Ursu.*

3. **Aspecte privind problema silicozei la o exploatare minieră și la unele instalații de antezdrobire din cadrul Trustului minier Baia Mare** — dr. *A. Coza.*

4. **Probleme ale eficacității economice a metodelor de exploatare** — dr. ing. *V. Gabrian* și ing. *C. Curpăn.*

5. **Îmbunătățirea metodelor de exploatare la E. M. Deva în vederea concentrării producției și creșterii indicilor tehnico-economici** — ing. *M. Nicolau* și ing. *I. Isaicu*

6. **Metode de exploatare de mare productivitate cu găuri de mină lungi** — ing. *I. Bădescu.*

7. **Corelația între gradul de asigurare cu rezerve geologice, indicii de normalitate și volumul lucrărilor de deschidere și pregătire** — ing. *L. Törpényi*, ing. *T. Sabău*, geol. *I. Răduț*, ing. *V. Antonescu* și ing. *V. Stănescu.*

8. **Influența mecanizării lucrărilor miniere asupra principalilor indicatori tehnico-economici în cadrul exploatărilor miniere din regiunea minieră Maramureș** — ing. *Gh. Codreanu* — adjunct al ministrului minelor, econ. *D. Călugăru*, ing. *B. Hollic*, ing. *W. Măguran*, ing. *A. Pop*, ing. *V. Petrușca* și ing. *V. Popa.*

9. **Experiența cîștigată la săparea suitorilor folosind instalația Alimak** — ing. *V. Popa*, ing. *W. Măguran*, ing. *P. Anton* și ing. *M. Petrea.*

10. **Studiul caracteristicilor de funcționare a ciocanelor perforatoare prin metode electrice** — ing. *A. Darabont* și ing. *A. Heidingher.*

11. **Ascuțirea anodo-mecanică a sfredelelor de mină** — ing. *A. Heidingher* și fiz. *A. Bărbuș.*

12. **Evaluarea rezervelor de substanțe minerale utile cu ajutorul unei mașini electronice de calcul** — fiz. *T. Ludman*, fiz. *H. Szöcs* și chim. *St. Mihálka.*

13. **Cercetări privind flotația minereurilor foarte fine** — prof. dr. ing. *I. Huber Panu* și ing. *C. Pandelescu.*

14. **Analiza dimensională ca metodă de cercetare a concentrării substanțelor minerale utile prin zețaj** — dr. ing. *B. Nagy.*

15. **Folosirea flotoclasării, un nou procedeu de limitare a efectelor de supramăcinare în uzinele de preparare a minereurilor complexe** — dr. ing. *A. P. Bodiu*, ing. *T. Mercea*, și tehn. *Gr. Parasca.*

16. **Orientări noi în producerea și folosirea reactivilor de flotație** — ing. *M. Ionescu* și ing. *Gh. Pascalide.*

17. **Cercetări privind valorificarea superioară a minereurilor din Republica Socialistă România** — ing. *D. Gligor*, ing. *E. Popa*, și ing. *S. Dima.*

18. **Aspecte din realizările Trustului minier Baia Mare pe linia aplicării tehnologiilor noi în prepararea minereurilor neferoase** — ing. *Vl. Vasilov* și chim. *C. Buciu.*

19. **Concluzii rezultate din activitatea de redresare a procesului de producție la Flotația centrală Baia Mare în perioada 1964—1965** — ing. *Gr. Iordăchescu*, ing. *A. Brîncuș* și ing. *S. Ganițchi.*

20. **Unele rezultate noi în prepararea minereului de la E. M. Bălan** — ing. *P. Benedek*, ing. *M. Cristi* și tehn. *R. Ritweiss.*

21. **Realizări în domeniul emulsionării reactivilor uleioși cu ajutorul ultrasunetelor** — ing. *Gh. Codreanu* — adjunct al ministrului minelor, fiz. *I. Pop* și tehn. *E. Ganițchi.*

22. **O nouă metodă de separare a concentratelor plumbo-cuproase — procedeul de dublă separare** — dr. ing. *A. P. Bodiu*, ing. *V. Pop* și tehn. *I. Katz.*

23. **Probleme ale evacuării sterilului de la instalațiile de preparare a minereurilor și a limpezirii apelor reziduale la Trustul minier Baia Mare** — ing. *Vl. Vasilov* și ing. *C. Bogdan.*

CONSFĂTUIREA CU CITITORII REVISTEI MINELOR
Baia Mare, 30 octombrie 1965

Cu ocazia sesiunii de la Baia Mare, a fost organizată în ziua de 30 octombrie 1965 o consfătuire cu cititorii Revistei Minelor. În cadrul acestei consfătuiri, tovarășul redactor responsabil, conf. ing. **Dan Lubenescu**, *a prezentat o dare de seamă cu privire la materialele publicate în revistă în ultimul an, activitatea Comitetului de redacție și problemele actuale ale revistei, solicitînd participanților discuții critice și sugestii în vederea eliminării lipsurilor și îmbunătățirii materialelor care se publică în revistă.*

La discuții au luat parte tovarășii : ing. **I. Ion** (*T. M. Cluj*), *dr. ing.* **E. Bădescu** (*IPROMIN*), *dr. ing.* **N. Mereț** (*ICEMIN*), *ing.* **Vl. Vasilov** (*T. M. Baia Mare*), *prof. ing.* **Gh. Vanci** (*Institutul politehnic Gheorghe Gheorghiu-Dej, București*), *ing.* **P. Rosinger** (*ICEMIN*), *ing.* **G. F. Popescu** (*E. M. Șuior*) *ș.a., care au subliniat progresele realizate de revistă în ultima perioadă, făcînd totodată și o serie de observații critice și propuneri constructive în vederea îmbunătățirii Revistei Minelor în viitor.*

Comitetul de redacție și redacția revistei au luat act de toate observațiile și propunerile făcute în ședință, considerîndu-le juste și valoroase. Prin aceste propuneri revista a căpătat un real sprijin în munca ce se depune de către Comitetul de redacție și redacție pentru îmbunătățirea continuă a materialelor publicate.

Consfătuirea cu cititorii Revistei Minelor de la Baia Mare a arătat marea utilitate a contactului direct între revistă și cititorii ei, contact care trebuie extins prin organizarea în anul 1966 a unor consfătuiri similare și în alte bazine miniere.

V.E.

DOCUMENTARE

Wendel, H. A. **Educarea minerilor pe linie de tehnica securităţii.** Mining Engineering, **17**, nr. 1, ian. 1965, p. 47—50.

După o discuţie privind educaţia pe linie de tehnica securităţii şi protecţia muncii, autorul descrie unele faze din cadrul programului de educaţie al unei mine metalifere în scopul educării personalului tehnic şi muncitoresc.

Hardy, H. R. **Programul de cercetări de mecanica rocilor propus de guvernul canadian.** Mining Engineering, **17**, nr. 1, ian, 1965, p. 62—67.

Autorul descrie noile linii privind cercetările de mecanica rocilor, aprobate de Ministerul Minelor din Canada. Noile linii de cercetare se referă la stabilirea ecuaţiilor referitoare la presiunea rocilor, deformarea, viteza de deformare şi durata de deformare a diferitelor roci.

Weightman, O. E. **Aerajul lucrărilor miniere de pregătire la mina Sullivan.** Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **58**, nr. 633, ian, 1965, p. 42—46.

Pentru înlăturarea gazelor şi prafului rezultat după împuşcare se foloseşte aerajul combinat, aspirant-refulant, realizat cu tuburi de aeraj confecţionate din polietilenă cu diametrul de 152 mm. La un debit de 11—17 m³ aer/min, gradul de prăfuire se reduce de la 600 pînă la 200 particule/cm³. Deplasarea aerului prin aceste tuburi se face cu ajutorul unor injectoare tip Venturi, ale căror caracteristici de funcţionare sînt redate în tabela 1.

Tabela 1

Indicator	Presiunea aerului comprimat, kg/cm²			
	4,92	5,62	6,83	7,03
Consumul de aer comprimat, m³/min	0,88	1,02	1,13	1,25
Debitul de aer pentru aeraj, m³/min : la 15 m	11,89	12,88	13,88	14,86
la 30 m	10,76	11,61	12,46	13,31
la 46 m	9,06	9,97	10,87	14,78
la 61 m	7,88	8,50	9,20	9,91

Priestley, G. A. **Maşini pentru tăierea cărbunelui în blocuri mari.** Colliery Guardian, **210**, nr. 5413, 1965, p. 83—90.

Creşterea gradului de mecanizare a tăierii cărbunelui în Anglia, în perioada 1954—1962, a fost de la 7,5% la 58,8%, dar în aceeaşi perioadă proporţia de cărbune bloc s-a redus de la 29% la 19,8%, ceea ce a redus posibilităţile de valorificare optimă a cărbunelui.

Principalele caracteristici tehnice ale unora din aceste combine şi rezultatele obţinute cu ele sînt redate în tabela 1.

* * * **Noi utilaje miniere poloneze.** Ugol Ukrainî **9**, nr. 2 febr. 1965, p. 52—53.

Combina cu tambur KWB-2p este destinată tăierii şi încărcării cărbunelui pe transportor în stratele cu grosimi de 0,8—2 m şi înclinări pînă la 15°. Viteza de avansare se poate regla de la 0 la 2 m/s. Acţionarea se face prin motor pneumatic, ceea ce permite folosirea combinei şi în abatajele cu degajări de metan.

Combina cu tambur KWB-3 poate funcţiona în combinaţie cu susţinerea cu stîlpi şi grinzi sau cu susţinerea păşitoare, în strate cu grosimi de 1—1,8 m şi înclinări pînă la 30° în abataje frontale cu lungimi de pînă la 300 m. Combina este acţionată de un motor electric de 125 kW şi un motor hidraulic care permite realizarea unei forţe de tracţiune de 8—16 tone şi viteze de tăiere de pînă la 5 m/min, iar la manevră 5—10 m/min.

Transportorul cu raclete Sleisk se poate folosi în abatajele cu înclinări pînă la 18°, putînd fi deplasat prin demontare, pe el putînd circula combine de tăiere.

Transportorul greu Samson cu trei lanţuri şi capacităţi de 300 t/oră şi lungimi de pînă la 300 m este destinat folosirii în combinaţie cu combinele grele de cărbune. Acţionarea se poate face prin intermediul a 4 motoare de cîte 40 sau 55 kW fiecare. Lăţimea jgheabului este de 720 mm.

Plugul de cărbune SWS-2 se foloseşte la tăierea cărbunilor de tărie medie în strate cu grosimi de 0,8—1,5 m şi înclinări de pînă la 30° în abataje frontale cu lungimi pînă la 200 m, putînd realiza producţii de 460—630 t/schimb.

Instalaţia de forare roto-percutantă Udarex, destinată forării în roci tari şi foarte tari, poate realiza găuri lungi cu diametrul de 80—100 mm şi lungimi pînă la 75 m. Greutatea ei este de 1 500 kg.

* * * **Consfătuire de informare în domeniul preparării cărbunelui.** Charbonnage de France. Documents Techniques nr. 1, ian., 1965, p. 3—109.

În domeniul procedeelor gravimetrice s-au prezentat cinci comunicări în care s-au analizat practica folosirii unui nou aparat de spălare cu două densităţi, poziţia optimă a densităţii de separare a mixtelor, norme pentru spălătoriile de cărbuni şi influenţa stabilităţii conţinutului de cenuşă din produsul spălat asupra randamentului ponderal.

În domeniul preparării cărbunelui mărunt s-au analizat pierderile în cărbune foarte mărunt, tratarea apelor cu şist prin flotaţie, evacuarea continuă şi factorii care influenţează flocularea şisturilor.

Pentru controlul spălătoriilor de cărbuni s-a analizat practica măsurării raportului net/brut cu ajutorul razelor gama şi comportarea aparatelor Cerselsex în spălătorii.

Tabela 1

Indicatorul tehnico-economic	Trepaner	Anderton Shearer	Combina Dronyom	Trepan Shearer	Mewco	Shearer	Plugul Anbauhobel	Incărcare manuală
Putere, kW	51,5	59	59	59	59	92	59	—
Capacitate de tăiere, t/h	100	79	55	103	39	144	80—140	—
Secţiunea de atac, m	1,12×0,7	1,12×0,51	1,12×0,57	1,17×0,7	1,02×0,57	1,14×0,51	1,12×0,51	1,35×1,3
Viteza de deplasare, m/min								
— medie	1,83	2	1,37	1,83	1,07	3,5	22,8	—
— maximă	1,83	2,74	2,23	2,44	1,22	4,1	—	—
Durata de tăiere a unui front de 200, min	110	100	146	110	188	57	55	—
Granulaţia cărbunelui, %								
— peste 50 mm	34,3	4,6	20,7	34,5	32,7	11,2	40,07	37,1
— sub 3 mm	16,8	22,2	21,0	13,3	24,2	17,1	10,61	14,8

O atenţie deosebită s-a acordat problemelor de dozare, desprăfuire şi transport. În acest domeniu s-au analizat preclarea uscată, în special a cărbunilor umezi, eliminarea pieselor de lemn şi fier din cărbunele brut, curăţirea benzilor transportoare şi un nou tip de instalaţie de încărcare a cărbunelui spălat.

* * * **Concentrarea producţiei în strate groase la mina Wendel.** Charbonnages de France. Documents Techniques nr. 4, aprilie, 1965, p. 231—248.

Metoda de exploatare a unui strat cu înclinare medie prin atacuri multiple, în felii orizontale ascendente şi rambleiere hidraulică, a permis obţinerea în strate cu grosimi de 2—2,5 m a unor productivităţi în abataj de 9—10 t/post, în cazul unor fronturi de 130—150 m lungime.

Pentru strate cu grosimi de 3—4 m s-a căutat că se adopte aceeaşi metodă, simultan cu mărirea lungimi abatajului frontal, în scopul concentrării producţiei. Se analizează o serie de de probleme puse de acest deziderat şi anume: perforarea găurilor de mină, împuşcarea, susţinerea, pregătirea zăcămîntului.

În prezent un abataj frontal de 200 m lungime a permis obţinerea unor productivităţi de 12—14 t, cu o reducere sensibilă a preţului de cost.

* * * **Perfecţionări într-un abataj frontal cu plug şi susţinere mecanizată.** Charbonnages de France. Documents Techniques, nr. 4, aprilie, 1965, p. 249—268.

Perfecţionările au fost aduse într-un abataj frontal cu lungime de 180 m, dintr-un strat cu înclinarea de 2° şi grosimea de 1,67 m, dotat cu un plug Westfalia şi cadre mecanizate de susţinere tip Sahe-Someni.

Atenţie deosebită s-a acordat formării personalului, reducerii accidentelor, perfecţionării cadrelor de susţinere, renunţarea la nişa de la partea superioară a abatajului, injectarea apei în strat la mare adîncime, îmbunătăţirea proporţiei de timp de funcţionare a utilajelor, întreţinerii preventive, reducerii operaţiilor secundare din abataj etc.

Prin aceste perfecţionări s-a ajuns la o avansare zilnică de 3,09 m, o productivitate a muncii în abataj de 18,9 t/post şi în sector de 11,62 t/post.

R. Cohen—Alloro **Concentrarea pneumatică a minereurilor.** Revue de l'Industrie Minerale, **47**, nr. 1, ian., 1965, p. 91—104.

Imperfecţiunea zeţajului pneumatic este mult mai ridicată (0,18—0,25) decît a zeţajului cu piston (0,08—0,12) sau a spălării în medii dense (0,05).

La o granulaţie a materialului de peste 0,25 mm, pentru a obţine o bună separare, trebuie să existe posibilitatea reglării aerului suflat, panta maşinii de zeţaj şi amplitudinea şi frecvenţa mişcării alternative. Cu un amestec de baritină-cuarţ s-au obţinut concentrate cu 94,3 % SO_4 Ba şi o recuperare de 88 %.

La o granulaţie mai mică de 0,25 mm este necesară o presiune redusă a aerului, dar o frecvenţă ridicată a vibraţiilor. Practicînd evacuarea particulelor grele prin fundul poros, s-a putut obţine un concentrat de grafit silicios cu 70—86,5 %C.

La o granulaţie de 0—3 mm, s-a preparat în acest mod un minereu de mangan, obţinîndu-se concentrate cu peste 89 % MnO_2.

Chales Remy Cacheux **Abataj frontal cu susţinere mecanizată şi combină.** Revue de l'Industrie Minerale **47**, nr. 4, aprilie, 1965, p. 302—320.

Perfecţionările aduse tehnologiei abatajului frontal la mina Bromay, care au constat în reducerea duratei ciclului prin îmbunătăţirea construcţiei transportorului cu raclete şi o mai bună organizare a lucrului, au permis sporirea productivităţii muncii cu 4 % şi a vitezei de avansare cu 33 %.

Cadrele de susţinere Someni-Sahe au fost îmbunătăţite prin montarea unei pompe centrale şi simplificarea circuitelor hidraulice. Noul tip de pompe a permis mărirea sarcinii de montare de la 13 la 19 t la o valoare constantă de 26 tone, ceea ce a făcut posibilă reducerea cu 16,5 % a duratei de manevră a susţinerii păşitoare.

Delmas, R. **Forarea sondelor de petrol în zăcămintele submarine.** Annales des Mines, nr. IV, aprilie, 1965, p. 39—50.

Dezvoltarea exploatării zăcămintelor submarine de petrol a impus realizarea unui echipament de foraj din ce în ce mai puternic, capabil să asigure atingerea unor adîncimi tot mai mari.

Autorul descrie succesiv platformele auto-elevatoare, platformele plutitoare, platformele semisubersibile şi instalaţiile plutitoare cu ancorare dinamică.

* * * **Combină pentru săparea galeriilor în roci tari.** Mining Magazine **112**, nr. 3, martie, 1965, p. 195.

Pentru săparea unui tunel de aducţiune a apelor la o centrală hidroelectrică, în lungime de 8 000 m şi un diametru de 2,5 m, s-a realizat un nou tip de combină Robbins.

Noua combină, tip Mole, are o lungime de 15 m şi cîntăreşte 28 tone. Organul de tăiere este acţionat de două motoare electrice de cîte 100 CP fiecare şi împins pe frontul de săpare de două sisteme hidraulice, care pot asigura o forţă de împingere de circa 225 tone. Tăierea rocii se efectuează prin intermediul a 17 role armate cu metal dur.

Proiectul prevede funcţionarea combinei în trei schimburi, asigurînd zilnic o viteză de avansare de 36 m/zi.

Smaran, R. B. **Forarea şi împuşcarea într-o carieră.** Canadian Mining Journal, **86**, nr. 3, martie, 1965, p. 48—50.

La cariera respectivă se extrag lunar 450 000 t diorit cuarţos. Forarea găurilor de sondă cu diametrul de 225 mm se efectuează cu o sondeză rotativă pe şenile. Pe trepte de 9 m înălţime, găurile se forază vertical cu adîncimi de 10,8 m la distanţa de 7,5 m una de alta şi între rînduri. Sapele armate cu metal dur pot fora pînă la recondiţionare 600—750 m gaură în rocă foarte tare. Viteza de foraj este de 18—21 m/h sau 90 m/schimb.

Pentru împuşcare se foloseşte amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină cu un consum de 0,150 kg/tonă. În găurile umede amestecul este încărcat, imediat după forare, în saci de polietilenă. Amorsarea se efectuează cu fitil detonant. La o împuşcare se obţin 50 000—200 000 tone rocă. Amestecul exploziv se realizează pe măsura necesităţilor, fără a se mai depozita.

Smith, A. O. **Folosirea împuşcării controlate.** Canadian Mining Journal, **86**, nr. 3, martie, 1965, p. 50—53.

Autorul prezintă rezultatele obţinute prin împuşcarea de netezire efectuată pentru unele necesităţi de construcţie la suprafaţă (săpări de fundaţii, chesoane etc.). Găurile au diametre de 33—72 mm şi sînt plasate la o distanţă de 2—4 ori diametrul lor în cazul găurilor forate pe o singură sau pe două linii.

În cazul excavării unui volum mai mare, dar delimitat pe mai multe feţe, spre acestea se forează găuri în linie pentru obţinerea efectului de netezire, iar spre centru se plasează la distanţe mai mari.

În cazul săpării de galerii, se aplică alte distanţe între găuri şi între rîndul de găuri şi peretele ce trebuie să rămînă.

Se dau detalii de încărcare, burare şi avansare (generalizată fiind amorsarea cu microîntîrziere).

* * * **Aparat pentru încăreare în subteran a amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină.** Canadian Mining Journal, **86**, nr. 3, martie, 1965, p. 57

Pentru încărcarea găurilor de mină obişnuite cu amestec exploziv de azotat de amoniu şi motorină, la săparea lucrărilor miniere de la mina Sullivan s-a realizat un apart portativ.

Amestecul se transportă într-un rucsac cu o capacitate de 35 kg, confecționat din neopren. Rusacul este prevăzut la partea inferioară cu un dispozitiv la care se racordează furtunul de încărcare prin ejecție și cel de alimentare cu aer comprimat.

* * * **Evoluția susținerii mecanizate.** Bulletin d'Informations techniques, nr. 121, martie—aprilie, 1965, p. 3—13.

Se face o sinteză a gradului de folosire, a tipurilor de susținere și a rezultatelor obținute prin folosirea susținerii mecanizate în minele de cărbuni din Olanda, Belgia, R.F. Germană, Franța, Anglia, S.U.A. Australia și U.R.S.S.

Pentru fiecare țară se indică mina, stratul, grosimea și înclinarea acestuia, lungimea abatajului, tipul susținerii mecanizate, modul de tăiere și dirijare a presiunii, viteza, producția zilnică și numărul de posturi în abataj și separat pentru tăiere și susținere.

* * * **8,06 m/zi într-un abataj frontal cu plug de cărbune.** Bulletin d'Informations techniques, nr. 121, martie-aprilie, 1965, p. 14.

La mina „Graf Bismark VII" într-un abataj frontal cu lungimea de 2131 m, folosind pluguri dinamice, s-a realizat o viteză de avansare de 8,16 m/zi. În acest mod productivitatea muncii în abataj a fost de 18,05 t/post, iar în sector de 12,51 t/post.

Turski, A. B. **Studiul dezagregării hidraulice a rocilor și cărbunelui** Colliery Engineering, 42, nr. 493, martie, 1965, p. 106—112.

În prima parte a articolului se descriu factorii de care depinde dezagregarea hidraulică, utilajul experimental folosit și calibrarea acestuia.

Bancul de încercare a fost dotat cu un acumulator hidropneumatic capabil de a dezvolta o presiune maximă de 400 kgf/cm² și un cilindru pulsator cu o energie de circa 35 000 kgfm.

În cursul experimentărilor s-au măsurat : presiunea rocilor, presiunea de injectare a apei, debitul de injectar, presiunea din cilindrul pulsatoriu, presiunea de dezagregare.

Calibrarea s-a efectuat prin dezagregarea unor deșeuri metalice cu grosimi de 0,5—1,5 mm ; acestea au fost străpunse la o presiune dinamică de 100—200 kgf/cm² și la o presiune statică de 50—150 kgf/cm², în funcție de grosime.

Valentik, L. și Whitmore, R. L. **Controlul eficienței și preciziei separării în medii dense.** Colliery Engineering, 42, nr. 493, martie, 1965, p. 115—120.

Autorii analizează influența turbulenței și proprietățile reologice ale mediilor dense în cazul mișcării particulelor prin acestea. Rezultatele pot fi folosite pentru a indica modul de control al viscozității caracteristice a mediului și în aprecierea separării ținînd seamă de turbulență.

Merkel, D. H. și Reuter, H. W. **Practica mecanizării susținerii în abataj.** Glückauf, **101**, nr. 5, martie, 1965, p. 303—315.

Prin extinderea susținerii mecanizate în minele de cărbuni din R.F.G. se constată : dublarea și uneori chiar triplarea productivității muncii la dirijarea presiunii, reducerea sensibilă a numărului de accidente, cheltuielile totale pentru susținere s-au redus datorită creșterii productivității muncii (deși cheltuielile de investiție rămîn încă foarte mari), sporirea gradului de concentrare a producției.

Autorul prezintă în continuare aparatajul de telecomandă care se află în curs de experimentare, sub aspectul economic, și arată care sînt posibilitățile pentru viitor.

Wussow, D. D. **Tăierea și transportul hidraulic al cărbunelui.** Glückauf, **101**, nr. 5, martie, 1965, p. 316—320.

Este descrisă metoda de exploatare hidraulică experimentată în cadrul unui sector. Stratul avea o încinare de 65° și o grosime de 0,7 m. Exploatarea se efectua în subetaje de 7—11 m înălțime pe înclinare, în retragere, cu un hidromonitor ce asigura tăierea a 25 t/h. Față de exploatarea obișnuită, productivitatea muncii a crescut de la 2,2 t/post la 3,8 t/post.

Spruth, F. **Dependența densității stîlpilor și a rezistenței susținerii de grosimea stratului.** Glückauf, **101**, nr. 7, martie, 1965, p. 417—421.

Autorul prezintă rezultatele analizei efectuate în 349 abataje cu front lung în care dirijarea presiunii se ralizează prin prăbușire.

Densitatea stîlpilor este identică pentru stîlpii cu fricțiune și cei hidraulici. Densitatea stîlpilor de susținere și rezistența susținerii crește în funcție de grosimea stratului, potrivit unei relații matematice propuse de autor.

* * * **Tăierea rocilor tari cu ajutorul aerului comprimat.** Coal, Gold and Base Minerals of South Africa, 12, februarie 1965, p. 25—27 și Express Informația, Ugolinaia Promîșlennost, nr. 18, mai 1965, p. 12—13.

La una din minele din Republica Sud Africană s-a experimentat tăierea rocilor tari cu ajutorul procedeului Armstrong, de împușcare cu aer comprimat. În acest scop s-au folosit cartușe metalice de forare a găurilor de mină cu un diametru corespunzător diametrului cartușului, iar în prezent se fac experimentări de folosire a cartușelor Armstrong cu diametrul de 38 mm.

Pînă în prezent împușcarea cu aer comprimat s-a aplicat în minele de cărbuni din Republica Sud Africană, permițînd realizarea unei productivități a muncii în abatajele din strate subțiri de 6—9 t/post, iar la înaintările în cărbune de 2 t/post. Un muncitor poate împușca 80 — 120 cartușe Armstrong/schimb. Cartușele cu aer comprimat tip Armstrong sînt admise spre folosire și în minele grizutoase.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XVI | Nr. 11 | NOIEMBRIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Соколеску М. и Катанэ В. *Сульфидная минерализация в горах Фагарша*

Описывается сульфидная минерализация выявленная в фагарашских горах.

Боркош М. *Метод гамогенизации фаз при минералотермическом анализе для определения термодинамических условий образования гидротермальных месторождений*

Излагается метод, применяемый в нашей стране, с целью определения температуры гамогенизации газовой фазы жидких включений и толкование полученных данных, для выяснения генетических условий образования гидротермальных рудных жил.

Лубенеску Д. и Курпэн К. *Деревянное штанговое крепление*

Представлены результаты лабораторных и промышленных исследований штангового крепления изготовленного из пресованного дерева проведенные впервые в стране горно-исследовательским отделом Треста Бая Маре в сотрудничестве с бухарестским исследовательским лесным институтом (ИНЧЕФ) и комбинатом по индустриализации дерева — Рымникул Вылчя.

Лука Мариус Ал. К. *Соображения в связи с способом расчёта комплексных норм труда в горной промышленности*

Предлагается метод расчёта трудовых норм при различных вариантах организации производственного цикла.

Пэтрашку М,. Битир П. и Кокулеску М *Установка для лабораторного исследования индивидуальных средств защиты против пыли*

Описывается установка, разработанная испытательной станцией по горной безопасности в Петрошанах.

ЗАМЕТКИ

Константинеску И. и Дарабонт Ал. *Динамика подъёмных установок с шкивом трения Кепе в переходном режиме*

КостакеГ. *Некоторые методы увеличения скорости станкового бурения в условия потери циркуляционного раствора*

Чюбука Гр. *Замена задвижек из чугуна и стали, резинновыми задвижками*

Марин И., Илие М. СтурзаП. *Мировое развитие производства золота*

ИНФОРМАЦИИ

* * * *IV-ый международный горный конгресс* (II)

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Socolescu, M. und Catană, V. *Ausbisse von Vererzungen im Făgăraşer Gebirge.*

Es wird die im Făgăraşer Gebirge an zwei Stellen sichtbare, aus Sulfiden von NE — Metallen bestehende Vererzung beschrieben.

Borcoş, M. *Die Methode der Phasen-Homogenisierung bei mineralthermometrischen Analysen, zwecks Bestimmung der zur Entstehung von hydrothermalen Lagerstätten erforderlichen thermodynamischen Bedingungen*

Der Verfasser beschreibt die in der Sozialistischen Republik Rumänien, zwecks Bestimmung der für die Homogenisierung der Phase Flüssigkeit-Gas, bei flüssigen Einschlüssen angewandte Methode, sowie auch die Auswertung der bei Klarstellung der für die Entstehung hidrothermaler Erzgänge erforderlichen Bedingungen erhaltenen Daten.

Lubenescu, D. und Curpăn C. *Pressholz-Ankerbolzen für den Ausbau von Grubenräumen*

Im Aufsatz werden die Ergebnisse der erstmalig in unserem Lande mit Pressholz-Ankerbolzen unternommen Labor — und industrielle Versuche bekannt gegeben. Die Versuche wurden seitens der Forschungsabteilung des Baia Mare —er Bergbautrustes, gemeinsam mit der INCEF-Bucureşti und dem Kombinat für Holzindustrialisierung aus Rimnicul Vîlcea durchgeführt.

Als Schlussfolgerung ergibt sich, dass sowohl die Stahl-Ankerbolzen als auch die Stahlbetonanker in den meisten Fällen durch Pressholz-Ankerbolzen ersetzt werden können. Im Artikel wird daher vorgeschlagen die Versuche, zwecks Ausweitung des Anwendungsgebietes dieser Ausbauart, bei verschiedenen Grubenbetrieben fortzusetzen.

Luca Marius, Al. C. *Betrachtungen bezüglich der Berechnungsmethode komplexer Arbeitsnormen in der Bergbauindustrie.*

Es wird die Berechnungsart komplexer Arbeitsnormen in der Bergbauindustrie und der verschiedene Zeitbedarf im Verhältnis zur erforderlichen Dauer der einzelnen Arbeitsgänge, sowie der Mitgliederzahl der Arbeitsgruppen, bei unterschidlicher Organisation des Fördervorganges untersucht.

Pătraşcu, M., Bitir, P. und Coculescu, M. *Laboreinrichtung zwecks Prüfung individueller Schutzmittel gegen silikosegefährlichen Staub.*

Eswird die seitens der Petroşeni-er Forschungsanstalt für Grubensicherheit gebaute Einrichtung beschrieben.

NOTIZEN

Constantinescu, I. und Darabont, Al. *Dynamik der Treibscheibe-Fördermaschinen (Koepescheibe) im Übergangsbetrieb.*

Costache, Gh. *Einige Verfahren zwecks Erhöhung der Bohrgeschwindigkeit bei Schürfbohranlagen, in mit Spülschlammverlusten bedingten Formationen.*

Ciubucă, Gr. *Ersatz der Gusseisen — und Stahlschieber durch Gummischieber.*

Marin, I., Ilie, M. und Sturza, P. *Die Entwicklung der Goldforderung im Weltmasstab.*

INFORMATIONEN

* * * *Der IV. Internationale Bergbaukongress* (II)

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Socolescu, M. et Catană, V. *Apparition minérales dans les montagnes de Făgăraş*

On décrit une minéralisation avec des sulfures nonferreux, mise en évidence dans deux points des montagnes de Făgăraş

Borcoş, M. *La méthode d'homogénéisation des phases dans l'analyse minéralo-thermométrique pour la détermination des conditions thermo-dynamiques de la formation des gisements d'origine hydrothermale.*

On expose la méthode — appliquée en Roumanie — pour la détermination de la température d'homogénéisation de la phase liquide-gazeuse dans les inclusions liquides, ainsi que l'interpretation des résultats obtenus pour l'éclaircissement des conditions génésiques à la formation des filons d'origine hydrothermale.

Lubenscu, D. et Curpăn, C. *Boulons d'ancrage en bois pressé pour le soutènement des travaux miniers*

Sont présentés les résultats acquis aux essais de laboratoire et à échelle industrielle avec des boulons d'ancrage en bois pressé, réalisés pour la première fois en Roumanie par le Secteur de recherches minières de Baia Mare, en collaboration avec l'Institut de recherches forestières de Bucarest et avec le Combinat pour l'industrialisation du bois de Rîmnicul-Vîlcea. On conclut que les boulons d'ancrage en bois pressé peuvent remplacer avec succès les boulons d'ancrage métalliques ou en béton et on avance la proposition de continuer les essais dans différentes mines, à fin d'élargir la sphère d'application de ce mode de soutènement.

Luca Marius Al. C. *Considérations sur le mode de calcul des normes de travail composées dans l'industrie minière*

On examine le mode de calcul des normes de travail dans l'industrie minière et on étudie la variation des consommations nécessaires des temps de travail en fonction de la durée d'exécution des opérations composantes, respectivement en fonction du nombre des ouvriers de l'équipe, pour différentes variantes d'organisation du processus de production.

Pătraşcu, M., Bitir, P. et Coculescu, M. *Une installation pour la recherche au laboratoire des moyens individuels de protection contre la poussière siliceuse*

On présente la description d'une installation réalisée par la Station de recherches pour la sécurité minière de Petroşeni.

NOTES

Constantinescu, I. et Darabonţ, Al. *La dynamique des machines d'extraction à poulie de friction (Koepe) en régime transitoire*

Costache, Gh. *Certaines méthodes pour l'accroissement de la vitesse de forage à la sondeuse au travers des formations avec pertes de circulation*

Ciubucă, Gr. *Remplacement des robinet-vannes en fonte ou en acier par des robinet-vannes en caoutchouc*

Marin, I., Ilie, M. et Sturza, P. *L'évolution de la production mondiale de l'or*

INFORMATIONS

* * * *Le quatrième Congrès international des mines* (II)

DOCUMENTATION

CONTENTS

Socolescu, M. and Catană, V. *Appearance of mineralisation in the Făgăraş mountains*

The paper describes mineralisation with nonferrous metals discovered in two places in the Făgăraş mountains.

Barcoş, M. *The method of homogenisation of the phases in the mineralothermometric analysis for the determination of the thermodynamic conditions for the formation of hydrothermal deposits*

The paper describes the method applied in this country for the determination of the homogenisation temperature of the phase liquid-gas out of the liquid inclusions, and interprets the results obtained to elucidate the genetic conditions of formation of the hydrothermal veins.

Lubenescu, D. and Curpăn, C. *Pressed wood roof-bolts for support in mine workings*

The paper presents laboratory and industrial trials with pressed-wood realized for the last time in our country by the Research sector of Baia Mare in collaboration with INCEF Buckarest and the Wood industrialisation combinate from Rîmnicul Vîlcea. The paper concludes that pressed-wood roof-bolts can replace metal and concrete roof-bolts to a great extent. It is proposed to continue research at different mines in view of enlarging the sphere of application of this type of support.

Luca Marius Al. C. *Regarding the method of calculation of compound norms in the mining industry*

The paper points out the method of calculation of work norms in the mining industry and studies the variation of the consomption of necessary time function of the duration of comparent operations respectively function of the number of men in the team with different organisation alternatives of the process of production.

Pătraşcu, M., Bitir, P. and Coculescu, M. *Laboratory equipment for research on individual protection means against silica dust*

A description is given of the equipemnt used by the Safety in Mines Research Station at Petroşeni.

NOTES

Constantinescu, I. and Darabont, Al. *The dynamics of winding engines with driving pulley (Koepe) in transistorial regime*

Costache, Gh. *Some methods of increasing the boring speed in formations with loss of circulation*

Ciubucă, Gr. *Replacing castiron and steel valves by rubber valves*

Marin, I., Ilie, M. and Sturza, P. *Evolution of the world's gold output.*

INFORMATIONS

* * * *The IV International Mining Congress* (II).

DOCUMENTATION

TRUSTUL MINIER

BAIA MARE

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ SALINA CACICA

Com. Cacica, Raionul Gura Humorului
Regiunea Suceava

produce şi livrează:

— **sare comestibilă**
- **extrafină iodată, ambalată în cutii de 1 şi 2 kg**
- **extrafină neiodată, ambalată în saci de hîrtie de 40 kg**

— **„Fenosar" brichete furajere antihelmintice**

Trustul minier DEVA

E. M. Dîlia

1996 MAR 19

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

E 1433

REVISTA MINELOR

12

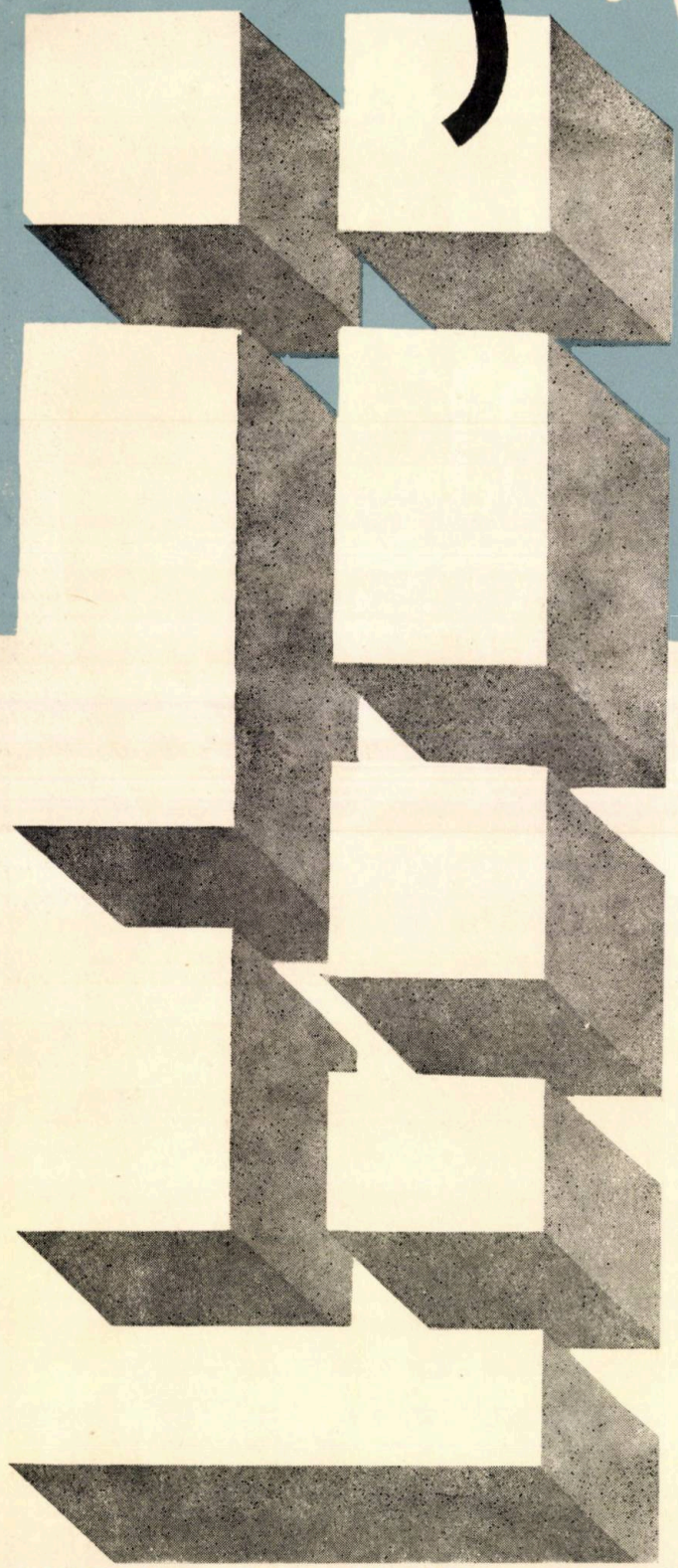
DECEMBRIE

1965

BUCUREȘTI

VOLUMUL XVI • PAGINA 497 — 540

Salina CACICA



produce:

- Sare comestibilă, STAS 1465–58 extrafină, ambalată în cutii d carton şi în saci de hîrti (0,1–0,5 mm).
- Sare furajeră în brichete, tip Fe- nosar, N. I. 1005\60.

COMUNA CACICA – RAIONUL GURA HOMORULUI

REGIUNEA SUCEAVA

Trustul minier Muntenia

Livrează prin unitățile sale:

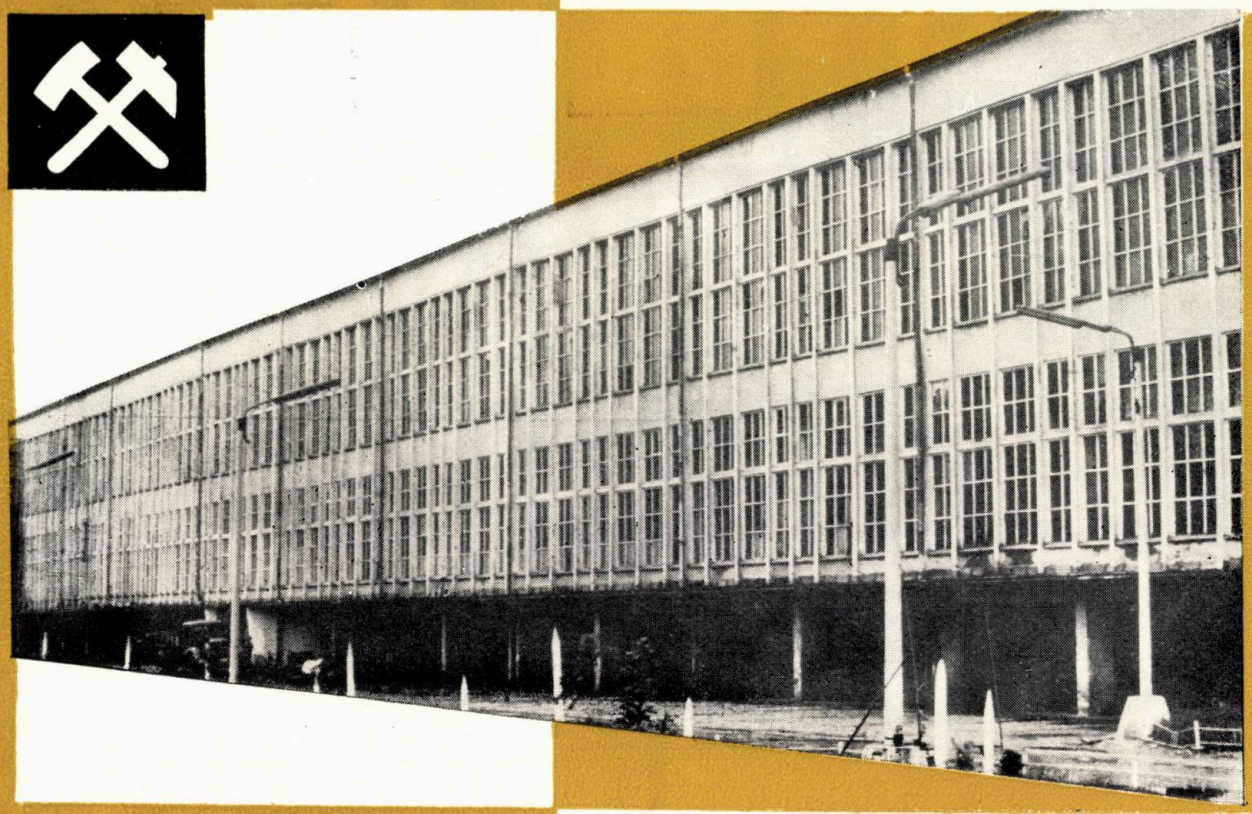
Produse de lignit STAS 1317/54; 1316/55; 5499/57

- lignit sort 0 — 30 mm
- lignit sort 0 — 700 mm
- lignit sort 30 — 350 mm
- lignit sort 30 — 700 mm

Comenzile se primesc de către:

TRUSTUL MINIER „MUNTENIA"
STR. N. BĂLCESCU Nr. 19, PLOIEȘTI

1955



FLOTAȚIA CENTRALĂ

TRUSTUL MINIER

BAIA MARE

1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL 16 Nr. 12 DECEMBRIE

CUPRINS

Gurău, A. **Observaţii referitoare la microtectonica zăcămintelor metalifere din şisturile cristaline** 497—501

Lucas, M. **Maşini miniere cu transmisie hidraulică (I)** 502—513

Matei, I. **Pînze de metan din exploatările subterane şi posibilităţi de combatere a acestora** 514—518

Drocan, E. **Bloc de extracţie — o soluţie economică aplicată în bazinul Schitul Goleşti** 518—525

Bodiu, P. A. **Probleme ale folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă din U.R.S.S.** 526—531

RECENZII

DOCUMENTARE

INDEX BIBLIOGRAFIC

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU DAN, laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BIRSAN TRAIAN, redactor responsabil adjunct; ing. ANTON PETRE; ing. BĂLTĂREŢU RAUL; geol. GURĂU ANDREI; prof. dr. ing. HUBER PANU ION, membru corespondent al Academiei R.S.R.; ing. MILIŢESCU ERACLE; ing. MOGHIOROŞ EMERIC; ing. NEAGU FLOREA; conf. ing. POPA ARON; ing. POPESCU F. GABRIEL; ing. SCRIPAŢ VASILE; ing. ŞONCODI CORIOLAN; ing. VALVARIC NICOLAE

Agregatul COBRA cu motor
pentru perforare și sfărîmare
fabricat de ATLAS COPCO — Suedia

Un model nou

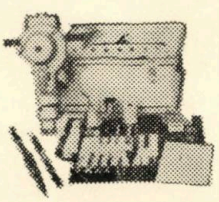
ușor de manevrat

Agregatul Cobra, creat de uzinele Atlas Copco, acționat cu motor cu benzină, este o mașină universală destinată lucrărilor grele în terenuri dificile. A fost conceput pentru perforarea rocilor (avansare netă de 23 cm/min cu tăiș de diametrul de 29 mm în granit tare), pentru sfărîmare și burare. Prin simpla schimbare a poziției unei manete, se efectuează trecerea mașinii de la operația de perforare la cea de sfărîmare-burare și vice-versa. Cîntărind numai 25 kg, agregatul cuprinde în construcția lui un compresor de aer pentru suflarea cu aer a găurilor de mină în timpul perforării. Agregatul Cobra este ușor de transportat și manevrat.

Vast domeniu de utilizare

Agregatul Cobra este ambalat într-o cutie portabilă prevăzută cu compartimente pentru diferite scule și anexe ca: sfredel, buratorul de balast, daltă pentru asfalt, picuri, burator și cazma.

Aceste scule permit ca agregatul Cobra să aibă posibilitatea unor utilizări variate la perforarea rocilor, în lucrări miniere, pentru burarea traverselor, în prospectări, precum și în multe alte domenii.



Atlas Copco

Documentația tehnică se trimite la cerere

A se adresa la

ATLAS COPCO AB,
STOCKHOLM 1, SUEDIA

REVISTA MINELOR
ANUL XVI Nr. 12 DECEMBRIE 1965

Geologie

Observații referitoare la microtectonica zăcămintelor metalifere din șisturile cristaline*

Geolog A. GURĂU

Dintre problemele care preocupă pe geologii cercetători în domeniul zăcămintelor metalifere localizate în șisturi cristaline, se enumeră și caracteristicile lor structurale.

În vederea descifrării cît mai reușite a acestor probleme, se fac investigații din ce în ce mai moderne. Se știe că pentru a răspunde cît mai corect la această sarcină, foarte importantă pentru studierea genezei zăcămintelor și dirijarea judicioasă a lucrărilor geologice, trebuie să se analizeze mai întîi structura lor. În acest sens au devenit mai des utilizate metodele geologiei structurale, printre care microtectonica ocupă un loc important.

Microtectonica este o metodă geologică statistică de studiu a formațiunilor geologice. Ea studiază sistemele de falii, fisuri, diferite tipuri de foliații, sisteme de liniații, budinaje etc.

Studierea microtectonică a zăcămintelor metalifere localizate în șisturi cristaline se bazează pe proprietatea acestora de a prezenta domeniul cel mai larg de dezvoltare a elementelor structurale, microtectonice.

Problemele geologice mai importante care se pot rezolva prin aplicarea metodei microtectonice la zăcămintele din șisturi cristaline se referă la :

1 — condițiile de zăcămînt (stabilirea raportului dintre mineralizații și rocile înconjurătoare) ;

2 — stabilirea raportului dintre deformația rocilor și mineralizații (cu determinarea vîrstei relative dintre diferitele tipuri de mineralizații dintr-un zăcămînt) ;

3 — posibilitatea determinării raportului privind vîrsta relativă dintre mineralizații și rocile înconjurătoare ;

4 — determinarea sensului deplasării compartimentelor unor falii sau deplasarea aparentă a corpurilor de minereu față de zonele de flexură de tip hol din formațiunile metamorfice.

Desigur că lista problemelor care pot fi studiate microtectonic la zăcămintele din șisturi cristaline se poate mări, dar exemplele enunțate mai sus le socotim ca cele mai importante.

O deosebită importanță în studierea microtectonică a zăcămintelor, în general, o are respectarea următorilor trei factori de care depinde, în cea mai mare măsură, obținerea unor rezultate pozitive. Acești factori se referă la :

1 — identificarea corectă pe teren, din punct de vedere calitativ, a elementelor structurale microtectonice ;

2 — determinarea elementelor structurale principale care, datorită gradului lor de dezvoltare în comparație cu alte elemente, devin caracteristice și se impun în mod deosebit să fie studiate. (De regulă, aceste elemente sînt hotărîtoare în rezolvarea unor probleme de geologie structurală) ;

3 — respectarea unui grad de reprezentativitate corespunzător al măsurătorilor elementelor microtectonice pe unitatea structurală care urmează să fie studiată microtectonic.

În vederea respectării acestor factori este necesar ca toate observațiile, descrierile și măsurătorile microtectonice să se efectueze în secțiune *ac* (perpendiculare pe liniația *b* a cutelor). În cazurile cînd deformațiile sînt foarte accentuate, așa încît elementele structurale primare nu se mai observă cu suficientă claritate, se recomandă analizarea eșantioanelor orientate, polisate perpendicular pe liniația *b* pe suprafețe mari de ordinul a 10 cm². Această metodă a fost descrisă în Revista Minelor nr. 7/1962. Ea a dat rezultate interesante la studierea zăcămîntului de fier de la Palazul Mare [10] și în partea de nord-est a masivului Poiana Ruscă, la studierea structurii geologice a zăcămîntului de sulfuri polimetalice de la Muncel [28].

Nerespectarea concomitentă a acestor trei factori (condiții de bază a metodei microtectonice) duce, în mod inevitabil, la obținerea unor rezultate geologice neconcludente.

În cele ce urmează ne vom ocupa de importanța identificării corecte pe teren a elementelor structurale microtectonice (clivaje, șistuozități și stratificație fosilă inițială a șisturilor) arătînd, cu această ocazie, însemnătatea lor practică,

* Comunicarea susținută în cadrul sesiunii tehnico-științifice a T.P.E.M., București, aprilie, 1965.

deosebită, pe care o are acest factor, la descifrarea structurilor geologice, în general, cu exemplificarea lui în mod concret la studierea structurii geologice a zăcămîntului de sulfuri polimetalice de la Muncelul Mic și zona vestică de la Muncelul Mare, din masivul Poiana Ruscă.

Pricipiul identificării corecte pe teren a elementelor structurale microtectonice depinde, atît de cauze obiective, în sensul că nu întotdeauna este posibilă observarea acestor elemente la toate rocile și în toate pozițiile din care privim roca, cît și de cauze subiective, în sensul că o serie de noțiuni, cum ar fi șistuozitatea și clivajul, sînt diferit tratate și utilizate de către geologi [10].

Se știe că elementul structural cel mai important al rocilor șistoase, care de fapt stă la baza interpretărilor poziției reale în aceste roci ale zăcămintelor metalifere, îl constituie stratificația inițială (sau stratificația fosilă cum mai poate fi denumită pentru parașisturi).

În timpul metamorfismului regional, stratificația rocilor își pierde caracteristicile sale inițiale. Formele sub care aceasta se prezintă în rocile sedimentare, anterior metamorfismului regional, se modifică aproape în întregime în noile condiții. Ea continuă totuși să existe într-o formă nouă de prezentare, cu totul specifică, de obicei mascată și greu vizibilă, în condițiile de teren. Din această cauză, stratificația poate scăpa fără să fie recunoscută chiar de către geologi cu experiență și să fie identificată adesea cu clivajul rocilor. O asemenea situație face ca la baza studierii raportului dintre zăcămintele din șisturi cristaline și aceste șisturi să nu stea interpretarea pe baza stratificației fosile inițiale, care au avut-o rocile formate într-un bazin de sedimentare, iar noțiunile de zăcămînt filonian discordant sau zăcămînt concordant cu șisturile cristaline să nu reflecte realitatea obiectivă.

Problema discutării raportului dintre stratificația inițială a rocilor metamorfice șistuozate și clivajul lor, preocupă de mulți ani pe geologii dintr-o serie de țări. În mod deosebit această preocupare s-a manifestat în U.R.S.S., S.U.A. și Anglia. Deși în legătură cu modul de tratare și utilizare a acestor termeni s-a scris foarte mult, totuși pînă în prezent nu există un punct de vedere clar în această privință. Dintre geologii străini care au comentat acești termeni citâm pe W. I. Mead [24]; F.I. Turner [31]; M.P. Billings [3]; E. Kloos[15]; E. Hills [12]; N.A. Eliseev [6]; L. I. Lukin și I.P. Kușnarev [20]; A. A. Sorski [29]; E. A. Kuznețov [18]; G.D. Ajghirei [1]; V. A. Nikolaev și N. V. Gorlov [26]; L. N. Botvinkina [4]; I. V. Kirilov [13], [14]; N. E. Galdin [7]; N. G. Sudovikov [30]; I. N. Belețvev și G. V. Tohtuev [2]; J. A. Knill [16].

În țara noastră, deși această preocupare a existat o dată cu introducerea metodei microtectonice, totuși separarea în condițiile de teren a clivajului de stratificația inițială (fosilă) nu a fost posibilă de făcut în toate cazurile. În mod deosebit ne-am ocupat de tratarea acestei probleme cu ocazia studiului microtectonic efectuat pe carotele forajelor de la zăcămîntul de fier Palazul Mare din Dobrogea [10].

W. I. Mead [24] clasifică clivajul rocilor în clivaj de curgere (flow cleavage), clivaj de forfecare (shear cleavage) și clivaj de factură (facture cleavage). Această clasificare a fost acceptată aproape în întregime și de alți geologi: M. P. Billings, F. I. Turner, E. Hills, G. D. Ajghirei, N. G. Sudovikov, I. V. Kirilov și alții. Cu privire însă la modul de înțelegere și tratare a acestor noțiuni, au apărut de atunci păreri diferite asupra modului folosirii lor. Astfel, M. P. Billings, F. I. Turner și L. U. Sitter denumesc foliațiile metamorfice, paralele cu stratificația inițială sau cu clivajul de curgere — șistuozități. Sistuozitate de stratificație — bedding schistosity — și șistuozitate de curgere, cînd foliațiile în care au avut loc recristalizările metamorfice sau deformațiile plastice s-au produs în planele de clivaj paralele cu planul axial al cutelor. A. A. Sorski atribuie termenul de șistuozitate numai foliațiilor primare metamorfice care coincid cu stratificația inițială, denumind-o șistuozitate de stratificație. E. A. Kuznețov recunoaște posibilitatea formării clivajului la rocile metamorfice arătînd că clivajul coincide deseori cu șistuozitatea, dar fără să specifice în ce situații anume. El extinde noțiunea de șistuozitate și asupra rocilor sedimentare. Unii geologi [20], [7] recomandă chiar, în vederea simplificării lucrurilor, asimilarea clivajului rocilor metamorfice cu șistuozitatea lor, iar alții îl identifică direct cu șistuozitatea de cristalizare [6], [26]. Alți geologi, dimpotrivă, arată confuziile de ordin practic care adesea se fac în teren prin identificarea acestor termeni [29], dar fără să propună soluții noi. Autorii unor lucrări mai recente [13], [10], [30] se pronunță pentru acceptarea și utilizarea ambilor termeni, deoarece fiecare în parte reflectă lucruri diferite, care nu pot fi identificate unul prin celălalt. Subliniem în mod deosebit faptul că în nici un caz identificarea acestor termeni nu o considerăm oportună, deoarece erorile care s-au dovedit că provin din această situație fac să se reflecte negativ și în cunoașterea structurilor zăcămintelor metalifere din șisturile cristaline. Se pare că confuziile care se produc în cartarea elementelor structurale microtectonice se datoresc, în parte, și faptului că aceste noțiuni nu sînt suficient de bine precizate în definiții. În unele lucrări de specialitate, clivajul se definește ca sisteme de fisuri sau plane de separație a rocilor șistoase legate de formarea structurilor plicative [14], [1], [26].

O definire mai precisă a termenilor de șistuozitate și clivaj poate veni mai mult în ajutorul geologilor care studiază zăcămintele metalifere din șisturile cristaline. Șistuozitatea rocilor ar putea fi definită astfel ca un element structural plan care s-a format în timpul metamorfismului regional al rocilor datorită stressului și temperaturilor ridicate. Șistuozitatea se formează ca urmare a recristalizării metamorfice a mineralelor sau deformațiilor plastice din timpul metamorfismului regional. În felul acesta noțiunea de șistuozitate trebuie acceptată numai la șisturile cristaline [4], [10]. Șistuozitatea poate fi paralelă cu stratificația inițială a rocilor cînd coincide cu aceasta (șistuozitate de stratificație) sau cu clivajul de curgere al șisturilor metamorfice, singurul caz cînd clivajul de curgere poate fi denumit șistuozitate de curgere.

Prin clivajul rocilor trebuie înțeles sistemele de fisuri ale căror intersectie cu planele de stratificație sau cu șistuozitatea de stratificație a rocilor au aceeași valoare (direcție și înclinare) cu axa *B* a cutelor și liniațiilor sincrone lui *b*. Cli-

Fig. 1. Sist cuarțito-sericitos cu clivaj de forfecare (vertical) și șistuozitate de stratificație (orizontal).

vajul se manifestă sub forma unor sisteme de fisuri paralele, dar discordante față de stratificația inițială a rocilor. În planul clivajelor este posibilă recristalizarea metamorfică a mineralelor sau deformarea lor plastică, ca urmare a mișcărilor diferențiale de alunecare care se produc în planul lor.

Paralelismul și poziția lor față de planul axial al cutelor se mențin pe spații întinse care caracterizează o anumită structură geologică. Datorită proprietăților pe care le are clivajul, dezvoltarea pe distanțe mari, paralelismul lor, dispoziția aproape uniformă (raportul aproape constant față de planul axial) atribuie acestuia o importanță deosebită în cartarea gologică a șisturilor cristaline. Clivajul de curgere la rocile metamorfice (șistuozitatea de curgere) este caracteristică de obicei șisturilor cristaline de adîncime (șistuozitatea de curgere din micașisturile fundamentului cristalin de la Palazul Mare), iar cel de forfecare cuprinde, în general, nivelele structurale superioare ale zonelor de dezvoltare a șisturilor cristaline (clivajul de forfecare din partea nord-estică a masivului

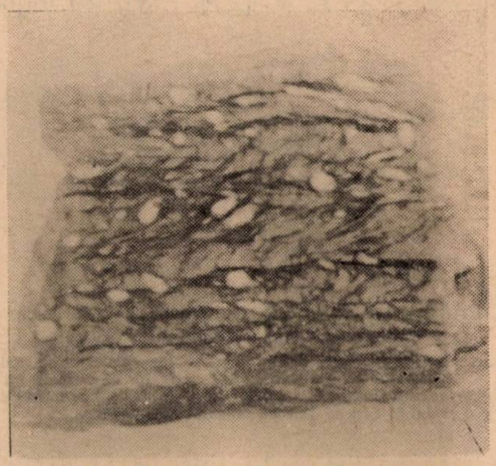


Fig. 2. Sisturi porfirogene puternic clivate. Se mai observă șituozitatea de stratificație (verticală) forfecată de planele clivajului de forfecare (orizontală).

cristalin Poiana Ruscă figurile 1 și 2). Șisturile cu un grad de metamorfism mai puțin avansat sînt afectate, în general, de un clivaj axial de fractură (șisturile verzi din Dobrogea centrală figura 3).

Pentru descifrarea structurii geologice a zăcămîntului de sulfuri metalice de la Muncelul Mic și Muncelul Mare din masivul Poiana Ruscă, o importanță deosebită a avut-o determinarea clivajului de forfecare și, concomitent cu aceasta, a stratificației fosile a șisturilor cristaline epizonale în care s-a format zăcămîntul (fig. 1 și 2).

Neidentificarea pînă acum a acestor elemente structurale microtectonice din punct de vedere calitativ, legat de aceasta și imposibilitatea determinării lor ca elemente microtectonice principale, a făcut imposibilă determinarea raportului real dintre zăcămînt și rocile înconjurătoare.

Fig. 3. Dezvoltarea clivajului axial de fractură în șisturile verzi din Dobrogea centrală.

În perioada 1940—1941, C. Gheorghiu [8] a descris, pentru prima dată, rocile șistoase porfirogene din această regiune, care după

părerea sa ar avea direcţia NV—SE şi înclinarea către SV în jur de 15—35°.

Luca Valer, Cotala Silvia şi N. Butucescu [19] şi înaintea lor autorii rapoartelor geologice anuale ale T. P. E. M. [22], [23], iar după anul

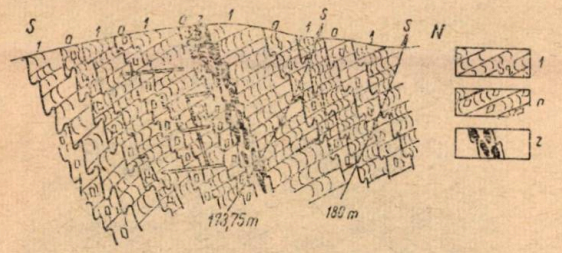


Fig. 4. Profil transversal prin sectorul de vest al zăcămîntului polimetalic de la Muncelul Mic;

1 — şisturi cuarţitice clorito-sericitice cu intense dezvoltări a clivajului de forfe• care. S_1 — şistuozitate de stratificaţie; S_2 — clivajul de forfecare; a — şisturi cuarţitice feldspatice cu şistuozitate de stratificaţie şi clivaj de forfecare; z — nivelul în care se dezvoltă mineralizaţia polimetalică.

1957 alţii [5], [25], [21], [17], descriu un raport discordant între zăcămînt şi rocile înconjurătoare. După aceşti autori zăcămîntul ar fi hidrotermal filonian discordant faţă de şistouzitatea de stratificaţie, care ar înclina, de asemenea, către sud-vest.

În anul 1962 am făcut cunoscut prezenţa clivajului de forfecare la zăcămîntul Muncelul Mic [10]. În lucrările mai noi efectuate s-a ţinut cont de importanţa practică pe care o are clivajul de forfecare la stabilirea raportului dintre zăcămînt şi şisturile cristaline. Pe baza acestor elemente şi a observaţiilor microtectonice ulterioare, în toate rapoartele geologice ale exploatării şi explorării s-a prezentat aspectul concordant dintre rocile înconjurătoare şi zăcămînt. Întregul complex de şisturi cristaline are înclinare nordică, fiind paralel cu zăcămîntul (fig. 4). Acest raport l-am constatat în cadrul sectorului central al minei, la nivelul orizonturilor Ladislau, Antoniu, Ignaţiu, Maria şi —40, iar în sectorul vestic în orizontul galeriilor 5, 7, 3, 4, 6 şi 9 unde, de asemenea, am constatat un raport concordant între zăcămînt şi şisturi (fig. 4). Rocile descrise de H. Krautner ca dyk-uri porfiroide sînt şi ele concordante cu şisturile din jur. Ceea ce înclină către sud-vest este clivajul de forfecare (fig. 5) care are dezvoltare regională în această parte a masivului Poiana Ruscă.

Aspectul concordant al mineralizaţiilor de la Muncel cu şisturile l-a sesizat C. Gheorghiu [9], iar cel al rocilor porfiroide, O. Romanescu [27].

Din experienţa pe care am acumulat-o asupra cercetării unor zăcăminte metalifere localizate în şisturile cristaline din ţara noastră, socotesc că trebuie să se dea o deosebită atenţie studierii următoarelor elemente structurale microtectonice principale, diferenţiat pe zăcăminte :

— pentru zăcămîntul de fier de la Palazul Mare (Dobrogea) este necesară studierea şistuozităţii de curgere şi a stratificaţiei fosile, în vederea descifării structurii geologice a zăcămîntului ;

— pentru dirijarea lucrărilor geologice de explorare şi exploatare la zăcămîntul de pirită compactă asociat cu calcopirita de la Altîn-Tepe, este necesară studierea liniaţiilor *b* şi fisurilor *ac*.

Aceleaşi elemente microtectonice au dezvoltare în zăcămintele de mangan din zona cristalină a Carpaţilor Orientali a căror studiere, împreună cu structurile de budinaj, poate aduce contribuţii foarte importante în dirijarea lucrărilor geologice la aceste zăcăminte.

În vederea descifrării vîrstei relative dintre diferitele tipuri de mineralizaţii din această unitate structural metalogenetică, este necesară studierea structurilor de budinaj al cuarţului din zăcămintele de sulfuri metalice (Novicior, Burloaia, Fundul Moldovei, Leşul Ursului şi Bălan.

Pentru descifrarea structurii geologice a acestor zăcăminte, în paralel cu studiul faliilor hol a zonelor de laminare după flancurile mici ale cutelor dizarmonice ale rocilor incompetente şi liniaţiilor *a* din planul acestora, se impune studierea structurilor de pseudobudinaj, a clivajelor, a liniaţiilor *b* şi a fisurilor de cutare.

Pentru determinarea raportului de vîrstă relativă dintre deformaţia şisturilor şi mineralizaţia din cristalinul Carpaţilor Orientali, este necesară studierea, atît a microcutelor din şisturile înconjurătoare corpurilor compacte de pirită asociate cu calcopirită, cît şi a microcutelor din aceste corpuri, în funcţie de raportul

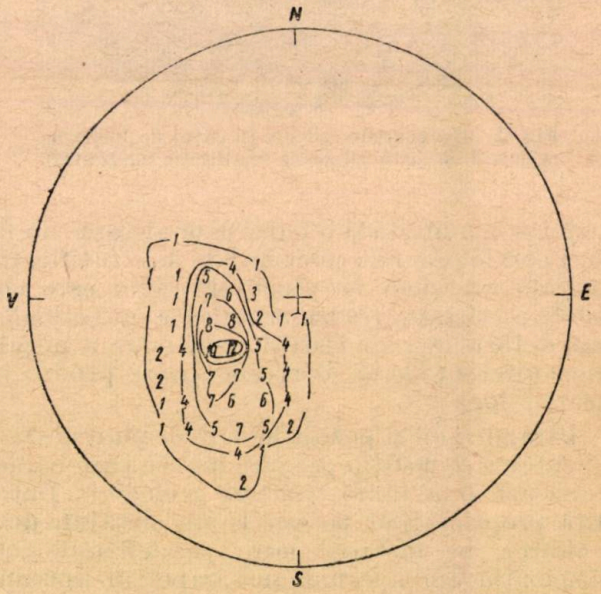


Fig. 5. Proiecţia polilor clivajului de forfecare din zăcămîntul Muncelul Mic în emisfera superioară a reţelei Walter Schmidt.

de grosime dintre acestea. În vederea determinării nivelelor structurale mineralizate din Carpaţii Orientali, este necesară studierea fracturilor majore *ac* transversale pe direcţia for-

maţiunilor metamorfice şi rolul pe care acestea eventual l-au avut în circularea şi distribuirea soluţiilor hidrotermale mineralizante în şisturi.

Pentru zăcămintele de fier din Poiana Ruscă este necesară studierea liniaţiilor *b* a structurilor de budinaj şi faliilor *ac*, după care zăcămintele s-au compartimentat în plan vertical şi orizontal.

În ultimul timp, la zăcămîntul de sulfuri complexe de la Ruşchiţa, s-au identificat cîteva zone mineralizate de tip filonian, formate pe fracturi de tip hol şi hko, precum şi mineralizaţii concordante cu şisturile. Efectuarea unui studiu microtectonic la acest zăcămînt ar aduce contribuţii însemnate la descifrarea structurii geologice a zăcămîntului şi pentru dirijarea lucrărilor de explorare.

Concluzii

Zăcămintele metalifere localizate în şisturi cristaline prezintă un domeniu cu posibilităţi largi de aplicare a metodei microtectonice pentru studierea unor probleme geologice în vederea dirijării cît mai eficiente a lucrărilor de cercetare.

În acest sens este necesară cunoaşterea şi respectarea principiilor metodei microtectonice, pentru obţinerea unor rezultate cît mai concludente cu aplicarea acestei metode.

Este oportună reţinerea (utilizarea) în literatura de specialitate pentru rocile metamorfice a următorilor termeni : stratificaţie fosilă iniţială, clivaj, şistuozitate de stratificaţie şi şistuozitate de curgere, cu definirea clară a lor, pentru identificarea corectă în teren a realităţilor care le prezintă fiecare în parte. În această privinţă relaţiile dintre zăcămînt şi şisturile metamorfice de la zăcămîntul Muncelul Mic şi Muncelul Mare au putut fi rezolvate datorită determinării clivajului de forfecare şi stratificaţiei fosile iniţiale a şisturilor, ca elemente structurale principale ale acestor roci.

La acest zăcămînt se recunoaşte în prezent concordanţa dintre mineralizaţie şi rocile înconjurătoare, iar lucrările geologice de explorare şi exploatare confirmă, prin rezultatele obţinute, justeţea acestui raport.

Aplicarea studiului microtectonic la o serie de zăcăminte din şisturile cristaline va aduce o contribuţie importantă asupra structurii şi genezei acestor zăcăminte pentru o dirijare mai judicioasă a lucrărilor geologice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ajghirei, G.D. *Strukturnaia gheologhia.* Iz-vo Mosk. Gos. Univ. Moskva, 1956.

[2] Belevţev, I. N. şi Tohtuev, G. V. *K voprosu o raţionalnosti termina Clivaj.* Iz-vo A. N. S. S. S. R., Ser. Gheol., nr. 4, 1953.

[3] Billings, M. P. *Structural Geology Prentice-Hall.* Inc. New York, 1942.

[4] Botvinkina, L. N. *Sloistosti osadocinnth porod.* Trudi geol. instituta, Vîpusk 59, Moskva, 1962.

[5] Dudnic, Gh. şi Dudnic Vera. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecţiuni şi explorări executate la zăcămîntul de sulfuri complexe Muncelul Mic între anii 1951 şi 1958.* (Arhiva M. M.)

[6] Eliseev, N. A. *Strukturnaia petrologhia.* Iz-vo Mosk. Univ., 1956.

[7] Galdin, N. E. *Posleslovie na voprosî strukturnei gheologhii.* Iz-vo inostrannoi literaturî, Moskva, 1958.

[8] Gheorghiu, C. *Observation sur la Vallee du Mureş entre Deva et Dobra (Dep. Hunedoara). Comunication preliminaire.* C. R. Inst. Geol. Roum. XXIX (1940—1941), Buc., 1950.

[9] Gheorghiu, C. *Consideraţii asupra genezei unor acumulări de sulfuri metalice în şisturile cristaline din R. P. R.* Analele Univ. C. I. Parhon, Bucureşti, Seria ştiinţele naturii, nr. 19. 1958.

[10] Gurău, A. *Determinarea elementelor structurale în rocile metamorfice.* Revista Minelor, nr. 7, 1962.

[11] Gurău, A. *Observaţii referitoare la microtectonica zăcămintelor metalifere din şisturi cristaline.* Sesiunea tehnico-ştiinţifică a T. P. E. M., Bucureşti, aprilie, 1965.

[12] Hills, E. *Ocerki strukturnoi gheologhii.* Iz-vo inostrannoi literaturî, Moskva, 1954.

[13] Kirilov, I. V. *Klivaj kak pokazatel haraktera dvijenia veşcestva v professe razvitia skladciatosti.* Skladciatie deformaţii zemnoi korî ih tipî i mehanizm obrazovania. Iz-vo A.N. S.S.S.R., Moskva, 1962.

[14] Kirilov, I. V. *Nekotorie voprosî mehanizma skladko obrazovania.* Trudî Gheof. Inst. Iz-vo A.N. S.S.S.R., nr. 6, 1949.

[15] Kloos, E. *Lineinosti.* Voprosî structurnei gheologhii. Iz-vo, instrannoi literaturî, Moskva, 1958.

[16] Knill, I. A. *Clasification of cleavage with special references to the.* Rep. XXI, session p. XVIII/1960.

[17] Kräutner, H. *Zăcămîntul de sulfuri de la Muncelul Mic (Poiana Ruscă).* Asociaţia geologică Carpato-Balcanică. Congresul al V-lea, Bucureşti, 1961.

[18] Kuznețov, E. A. *Petrografia magmaticeskih i metamorficeskih porod.* Iz-vo Mosk. Gos Univ. Moskva, 1956.

[19] Luca V., Cotala, S. şi Butucescu, N. *Cercetări geologice asupra mineralizaţiilor polimetalice de la Muncelul Mic raion Ilba, reg. Hunedoara.* Studii şi cercetări geologice, geografice, Acad. R.P.R. Cluj VIII, 3—4, 1957.

[20] Lukin, L. I. şi Kuşnarev, I. P. *O termine Clivaj* Iz-vo, A. N. S. S. S. R., Ser. Gheol. nr. 6, 1952.

[21] Lup, I. *Raport geologic-minier cu situaţia rezervelor de minereu şi metal la zăcămîntul Muncelul Mic, 1. I 1961.*

[22] Marinescu, C. *Raport geologic asupra rezultatelor de prospecţiuni şi explorări executate pe zăcămîntul Muncelul Mic în 1954.* (Arhiva M. M.)

[23] Mateescu, Tr. *Raport geologic asupra rezultatelor lucrărilor de prospecţiuni şi explorări executate pe zăcămîntul Muncelul Mic, 1955.* (Arhiva M. M.)

[24] Mead, W. I. Folding, *rock flowage and foliate structures.* Journ. of Geology, Vol. 48, nr. 3, 1940.

[25] Moise, D. *Raport geologic asupra rezultatelor lucrărilor de prospecţiuni geologice executate în 1959, la sectorul Muncelul Mic.* (Arhiva M.M.)

[26] Nikolaev, V. A. şi Gorlov, N. V. *Glavnie osobennosti stroenia i sostava metamorficeskih porod i ih znacenia dlia kartirovania.* Metodika gheologhiceskoe kartirovania metamorficesckih komplexov Moskva, 1957.

[27] Romanescu, O. *Raport geologic asupra cercetărilor geologice din regiunea Muncelul Mic — Cutin.* Arhiva Comitetului geologic, 1955.

[28] Socolescu, M., Gurău, A., Dumitrescu, M, şi Catană, V. *Les caracteristiques structurales des gisements metalliferes de la Zone Carpathique.* Carpatho-Balkan Geological Association, VII Congress. Sofia, 1965, Raports, Part III.

[29] Sorski, A. A. *Mehanizm obrazovania melkih strukturnîh form v metamorficeskih tolşciah arheia Moskva.* 1952.

[30] Sudovikov, N. G. *Reghionalnîi metamorfizm i nekotorie problemi petrologhii.* Iz-vo Leningradskovo Univ., 1964.

[31] Turner, F. J. *Review of curent hypothsesen of origin and tectonic significance of schistosity Foliation in-metamorphic rocks.* Trans. Am. Geophys. Unio 29, 558—564, 1948.

MECANIZARE

Lefordit
4081/66

Maşini miniere cu transmisie hidraulică (I)

Ing. M. LUCAS

Din Directivele Congresului al IX-lea al Partidului Comunist Român cu privire la dezvoltarea economiei naţionale în perioada 1966—1970, industriei miniere din ţara noastră îi revin sarcini importante privind construcţia şi dezvoltarea minelor şi carierelor prin aplicarea de procedee avansate de deschideri, pregătire şi exploatare.

În acest scop este necesar ca parcul de utilaje miniere să fie completat cu noi utilaje miniere moderne cu capacităţi sporite de producţie şi cu un înalt nivel tehnic şi de securitate minieră.

Modernizarea şi asimilarea fabricaţiei în ţară de noi utilaje cu specific minier trebuie să ţină seamă de progresul actual şi de noile cuceriri ale tehnicii pe plan mondial în construcţia utilajului minier.

Un salt important şi hotărîtor în această direcţie îl reprezintă introducerea angrenajelor hidraulice care, în ultimii ani, sînt folosite din ce în ce mai mult în construcţia maşinilor miniere.

Energia hidraulică, prin avantajele pe care le prezintă, s-a impus ca element de transmisie în construcţia maşinilor. Astfel, datorită incompresibilităţii lichidelor se pot transmite forţe mari cu gabarite reduse, prin transformarea energiei cinetice în potenţială şi invers, în cazul unui lichid în mişcare, se obţine o funcţionare elastică şi o reglare automată a vitezei în funcţie de sarcină, prin folosirea de supape de siguranţă se protejează instalaţiile etc.

Una din problemele principale care a întîrziat introducerea acestor angrenaje hidraulice în subteran o constituie compoziţia lichidului folosit care, pe lîngă condiţiile de viscozitate, ungere, protecţie anticorosivă, nedizolvarea materialelor de etanşare şi a furtunurilor etc. trebuie să fie neinflamabil. Astăzi, după multe încercări şi studii, s-au obţinut lichide neinflamabile cu soluţie de poliglicoli în apă, cu adaosuri anticorosive şi materiale cu greutate moleculară mare care dau satisfacţie completă.

După principiul constructiv, transmisiile hidraulice se împart în hidrodinamice şi hidrostatice, iar după utilizare în următoarele categorii principale :

1 — cuplaje hidrodinamice (turbocuplaje);

2 — convertizoare de cuplu hidrodinamice;

3 — convertizoare de cuplu hidrostatice (angrenaje);

4 — convertizoare de forţă (cilindri de împins);

5 — dispozitive de comandă cuplare şi reglare.

I. Cuplaje hidrodinamice

Cuplajele hidrodinamice sau turbocuplajele se compun dintr-o pompă centrifugală (rotor) şi o turbină cu reacţie (fig. 1).

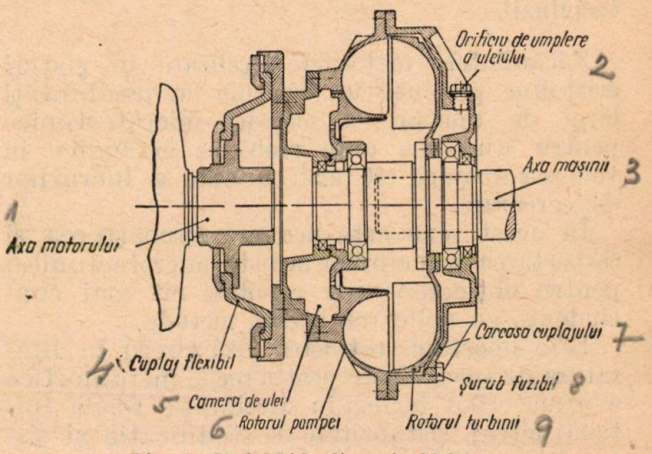


Fig. 1. Cuplaj hidrodinamic Voith.

Rotorul pompei este acţionat de motorul de acţionare, iar rotorul turbinei acţionează maşina care execută lucrul mecanic util. Amestecul de ulei şi apă, care face legătura între cele două rotoare, este accelerat în rotorul pompei şi apoi decelerat în rotorul turbinei. Momentul de torsiune se transmite neschimbat de la motor la maşina acţionată. Dacă cuplajul este folosit numai pentru pornire este cu umplere con-

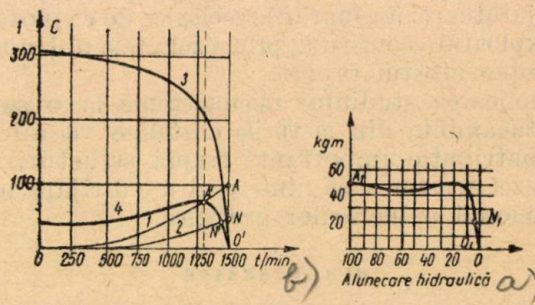


Fig. 2. Acţionare prin cuplaj hidraulic şi motor electric cu rotorul în scurtcircuit :

1 — parabola cuplului hidraulic cu alunecare hidraulică 100% ; *2* — parabola cuplului hidraulic cu alunecare hidraulică n% ; *3* — curba curentului ; *4* — curba cuplului motor.

stantă şi turaţia se transmite neschimbată, cu o alunecare hidraulică normală de 2—3%. (fig. 2). Acest cuplaj elastic permite o pornire

lină și ușoară, motorul de acționare nefiind solicitat să depună un cuplu mare la pornirea mașinii. Astfel, motorul electric asincron cu rotorul în scurtcircuit care, datorită robusteții și simplității constructive fiind totodată și ieftin, este cel mai indicat pentru lucrul în subteran și poate fi folosit la acționarea mașinilor miniere pînă la puteri de circa 125 kW.

Din figura 2 reiese că transmisia cuplului nominal N' începe la intersecția caracteristicii motorului electric cu rotorul în scurt circuit *4* și caracteristica de funcționare a cuplajului *2*, corespunzător alunecării normale de circa 3% și are loc după ce motorul a trecut de cuplul maxim de răsturnare. În sarcină normală punctul de funcționare se deplasează între N' și O' respectiv N_1 și O_1. La suprasarcină punctul de funcționare se deplasează de la N' la A', respectiv N_1 și A_1, adică pînă la apropierea cuplului maxim al motorului. Cînd suprasarcina a atins valoarea cuplului maxim, motorul se înțepenește. Dacă această suprasarcină este de durată, releul termic de protecție al motorului declanșează. De asemenea, fuzibilele prevăzute în carcasa convertizorului (fig. 1) din cauza încălzirii uleiului se topesc și lasă uleiul afară, înainte ca acesta să atingă temperaturi periculoase de autoaprindere.

Cuplajele hidrodinamice protejează totodată, atît motorul, cît și restul instalațiilor contra sarcinilor și a șocurilor.

În afara cuplajelor hidrodinamice cu umplere constantă (simple) se folosesc cuplaje cu umplere variabilă atunci cînd trebuie să schimbăm turația mașinii, cuplul transmis rămînînd același.

Cuplajele hidrodinamice simple sînt folosite astăzi la acționarea diferitelor transportoare blindate cu raclete, cu bandă de cauciuc etc. În cazul acționării unui asemenea transportor prin mai multe electromotoare, cuplajele hidrodinamice realizează o reglare automată a sarcinilor motoarelor și permit cuplarea pe rînd a acestor motoare fără a pricinui șocuri în rețea.

La transportoarele cu bandă de cauciuc de lungimi mari, acționarea se face cu două tobe, fiecare tobă fiind prevăzută separat cu cîte un motor electric, reductor și cuplaj hidrodinamic. Uneori cuplajele hidrodinamice au umpleri diferite (alunecări hidraulice diferite), corespunzător vitezelor diferite a celor două tobe de acționare, în scopul de a repartiza cît mai corect sarcinile între ele. Astfel se evită alunecarea covorului de bandă pe tobe și totodată este folosită puterea ambelor electromotoare.

II. Convertizoare de cuplu hidrodinamice

Convertizoarele de cuplu hidrodinamice se compun, de asemenea, dintr-un rotor de pompă și un rotor de turbină. Pentru transformarea cuplului se prevede în plus un rînd de palete fixe (elementul de reacție) care, în dauna turației și deci a vitezei, produc un cuplu suplimentar, egal cu diferența dintre cele două cupluri de la ieșirea și intrarea în convertizor. Figura 3 reprezintă o secțiune printr-un convertizor de cuplu tip oleomatic montat pe locomotivele de mină Diesel Moës din Belgia. Uleiul pompat de rotorul P trece prin paletele

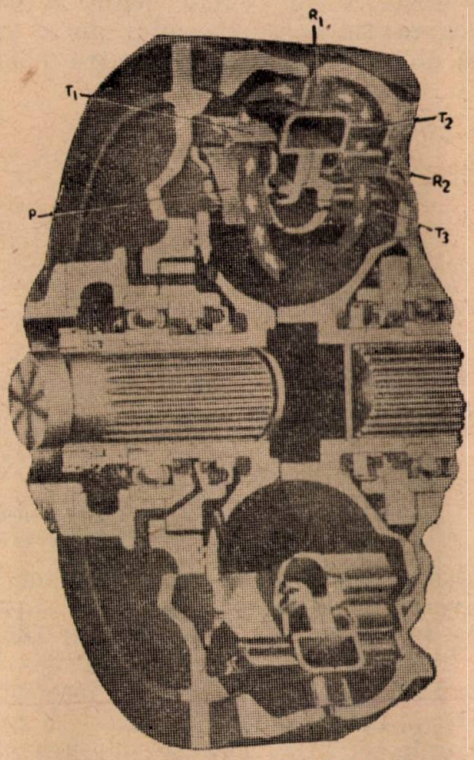


Fig. 3. Secțiune prin convertizorul hidrodinamic al locomotivei Diesel Moës.

turbinei (T_1 — primul etaj), care sînt astfel dirijate încît să primească în plin jetul de lichid care iese din rotorul pompei. După ce lichidul părăsește rotorul turbinei T_1 el este deviat de carcasa convertizorului și lovește paletele de reacție R_1. Aceste palete schimbă direcția vînei de lichid care înaintează spre cel de-al doilea etaj al turbinei T_2. Aici are o schimbare de viteză ca mărime și direcție și prin urmare se creează posibilitatea cedării de energie cinetică. Atunci cînd fluidul se întoarce către centrul convertizorului, el întîlnește pe cel de-al doilea etaj de reacție R_2, unde își modifică din nou direcția și lovește mai departe paletele celui de-al treilea etaj al turbinei T_3. De aici lichidul se întoarce la rotorul pompei P.

În anumite condiții de utilizare în plină sarcină și atunci cînd convertizorul trebuie să realizeze o transformare importantă de cuplu, o parte a puterii motorului se transformă în căldură. Pentru a se menține o temperatură convenabilă funcționării și întreținerii organelor convertizorului, lichidul este răcit cu ajutorul unui radiator.

În figura 4 este prezentată, schematic, funcționarea unui convertizor hidrodinamic de cuplu.

O caracteristică a convertizorului hidrodinamic este viteza mare a lichidului în circuitul

acestuia, ceea ce impune ca distanța între pompă și turbină să fie cît mai scurtă. Din această cauză ele sînt montate în aceeași carcasă.

Convertizorul hidrodinamic poate regla cuplul de ieșire M_2 în limite destul de largi și totodată poate dezvolta un cuplu mare la pornire.

Randamentul convertizorului are o valoare optimă de circa 90% numai pentru o anumită valoare a turației de ieșire din convertizor (fig. 5).

Convertizoarele hidrodinamice de cuplu sînt folosite în construcția locomotivelor Diesel de mină, livrate de firmele Moës din Belgia, Deutz din R. F. G. ș. a. Viteza acestor locomotive se schimbă în mod automat în funcție de sarcină, fără trepte, ceea ce permite folosirea întregii puteri a motorului termic. De asemenea, nefiind nici-o legătură rigidă între motorul Diesel și angrenajul de acționare al trenurilor de roți ale locomotivei, șocurile și suprasarcinile datorită căii ferate, care în subteran lasă uneori de dorit, nu se transmit motorului și nici nu ajung la organele locomotivei vibrațiile de torsiune sau alte neregularități ale cuplului rezistent.

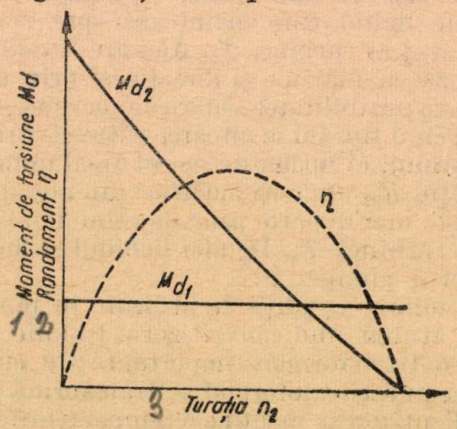


Fig. 5. Variația cuplului și randamentului în funcție de turația de ieșire la un convertizor de cuplu hidrodinamic:
M_{d_1} – momentul cuplului la intrare în convertizor; M_{d_2} – momentul cuplului la ieșire din convertizor; n_2 – turația la ieșire din convertizor.

Datorită randamentelor scăzute (între 35 și 60%), convertizoarele de cuplu hidrodinamic sînt pe cale a fi înlocuite cu angrenaje hidrostatice la acționarea mașinilor miniere.

III. Angrenaje hidrostatice

1. Scheme principale

Angrenajele hidrostatice se compun dintr-o pompă și un hidromotor și funcționează pe principiul pistonului (volumetric). Pompa și hidromotorul sînt legate prin țevi prin care circulă lichidul la presiuni mari și cu debite mici.

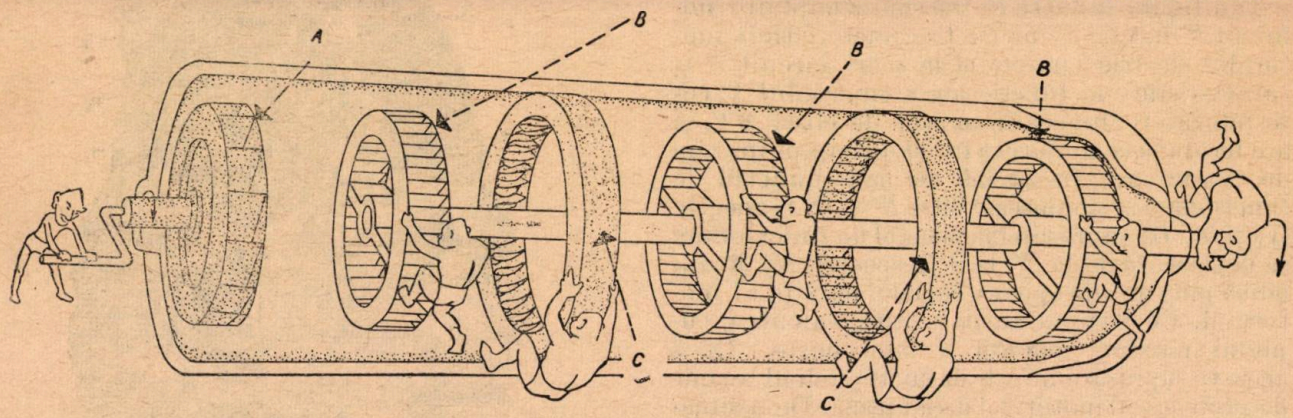


Fig. 4. Funcționarea unui convertizor hidrodinamic:
A – motorul pompei; *B* – rotoarele turbinei; *C* – paletele fixe.

Datorită vitezei mici a lichidului (pînă la circa 6 m/s) pompa și hidromotorul se amplasează separat, distanța maximă între ele putînd fi de circa 50 m. De asemenea, în cazul angrenajelor hidrostatice, contrar celor hidrodinamice, hidromotorul care este montat în mașina de lucru are gabarite mai mici, iar căldura, datorită pierderilor de energie, se dezvoltă, în special în partea pompei, care la o serie de mașini formează un agregat separat împreună cu electromotorul de acționare. De menționat că o pompă poate deservi mai multe hidromotoare.

Schemele de bază ale circuitelor angrenajelor hidrostatice sînt prezentate în figura 6 (cu circuit deschis și circuit închis de lichid).

La circuitul deschis pompa *a* aspiră lichid dintr-un rezervor în care este înapoiat de motorul *b*. Schimbarea de sens a motorului *f*, în cazul circuitului deschis, are loc cu ajutorul sertărașului *d* cu patru căi.

Mașinile de havat Eickhoff (tipurile S—II, S—III și SE—IV) sînt cu circuit deschis. În figura 7 este prezentată schema de principiu a angrenajului hidrostatic al tipurilor S—II și S—III. Cu ajutorul distribuitorului *a* se cuplează fie motorul barei de tăiere *b*, fie motorul troliului pentru deplasarea mașinii *f*. Sensul acestor hidromotoare se schimbă tot de la distribuitorul *a*. Pompa *c* este cu debit reglabil pentru schimbarea vitezelor celor două motoare. Forța cu care acționează hidromotoarele este limitată cu ajutorul ventilului de presiune *d*.

Pompa *h* și hidromotorul *f* din figura 6 sînt cuplate în circuit închis. Angrenajele cu circuit închis sînt mai potrivite pentru condițiile de umiditate și praf din subteran. În acest caz pom-

pa aspiră lichidul care vine înapoi de la motor. Evacuarea căldurii lichidului nu se mai face în rezervor, ca la circuitul deschis, ci mai departe în atmosferă prin radiația de către carcasa

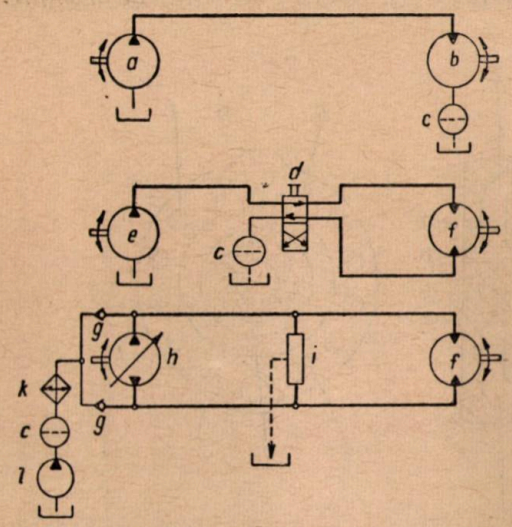


Fig. 6. Schemele unui angrenaj hidrostatic cu circuit deschis (sus), cu circuit deschis și schimbarea sensului la motor (mijloc) și cu circuit închis cu pompă cu debit varabil și schimbarea sensului la motor (jos):

a — pompă; *b* — motor; *c* — filtru; *d* — sertaraș cu patru căi; *e* — pompă cu debit constant; *f* — motor cu două sensuri; *g* — ventil cu un singur sens; *h* — pompă cu debit reglabil; *i* — ventil de scurgere; *k* — răcitor; *l* — pompă auxiliară.

mașinilor care de obicei este capsulată. Aici se scoate o parte din lichid (10—20%) din țeava de joasă presiune și, împreună cu lichidul de adaos, pentru compensarea pierderilor, se introduce din nou în circuit de către o pompă auxiliară *l* după ce în prealabil acest lichid se filtrează și se răcește. Se ajunge astfel la o temperatură a lichidului din circuit de 50—70°C.

2. *Pompe și hidromotoare*

Pompele și hidromotoarele volumetrice, elementele de bază ale angrenajelor hidrostatice, sînt de diferite construcții și caracteristici. Cele mai reprezentative sînt:

— pompe cu roți dințate;
— pompe cu palete;
— pompe cu piston axial;
— pompe cu piston radial (în stea).

a. Pompele cu roți dințate au dinții drepți sau elicoidali. Cele cu dinții drepți sînt cu angrenare exterioară sau interioară.

Pînă în prezent pompele cu roți dințate (dinți drepți și angrenare exterioară) erau construite pentru presiuni mici. Astăzi se construiesc și pentru presiuni înalte. Firma Kracht — Hydraulik execută, de exemplu, pompe cu roți dințate de diferite tipuri (orizontale, verticale, în consolă etc.) pentru presiuni pînă la 160/kp/cm^2.

Pompele cu roți dințate sînt robuste, ieftine și nu necesită uleiuri speciale. Ele corespund debitelor constante și pot funcționa ca hidromotoare. Aceeași firmă construiește hidromotoare cu roți dințate pentru presiuni pînă la 120 kp/cm^2, momente de torsiune pînă la 13 mkp și turații între 500 și 2 000 min^{-1}. Randamentul unui astfel de motor variază în funcție de presiune și turație între 65 și 80%, iar în cazul unui agregat complet pompă — rotor cu roți dințate între 50 și 60% (randamentul pompei fiind de 70—80%).

b. Pompele cu palete se construiesc pentru presiuni de maximum 30 kp/cm^2. Aceste pompe se construiesc cu debit variabil (excentricitate variabilă) și cu debit constant. Cele cu debit constant se construiesc și pentru presiuni mai mari, pînă la circa 100 kp/cm^2. La cele cu debit variabil, prin mutarea în sens contrar a excentricității se schimbă sensul de refulare a lichidului.

Pompele cu palete pot funcționa și ca motoare atunci cînd sînt supuse unei presiuni de ulei din afară. Astfel de angrenaje hidrostatice, compuse din pompe cu excentricitate variabilă și motoare cu excentricitate constantă, sînt folosite la mașinile de havat electrohidraulice amintite mai sus (Eickhoff, S—II, S—III și SE—IV).

c. Pompele cu piston axial sînt cele mai folosite în angrenajele hidrostatice ale mașinilor miniere. Ele sînt construite pentru presiuni de 150 kp/cm^2, și peste și pentru regim de durată.

Aceste pompe cu debit variabil se construiesc fie cu șaibă, fie cu corpul cilindrilor cu înclinare reglabilă (fig. 8).

Variația debitului are loc prin schimbarea înclinării, fie a șaibei, fie a corpului cilindrilor. Prin mutarea în sens contrar a înclinării față de axă se schimbă sensul lichidului refulat. Atunci cînd înclinarea devine zero, debitul pompei devine și el zero.

Motoarele cu piston axial sînt motoare rapide (circa 1 500 min^{-1}) și semirapide (400—800 min^{-1}).

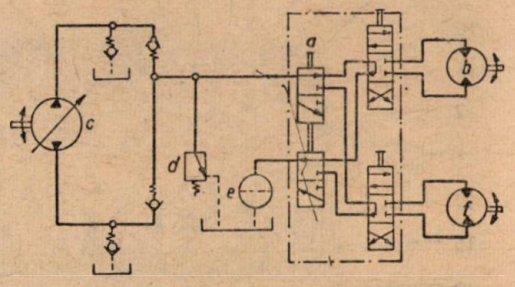


Fig. 7. Angrenajul hidrostatic al mașinilor de havat S — II și S — III Eickhoff:

a — organ de distribuție; *b* — motorul barei; *c* — pompă cu debit: *d* — ventil pentru limitarea presiunii; *e* — filtru; *f* — motorul troliului.

d. Pompele cu piston radial se construiesc pentru presiuni de minimum 150 kp/cm^2 și pentru regim de funcționare de durată.

Construcţia pompelor şi motoarelor cu piston radial se poate urmări în figura 9 unde este arătat, în secţiune, un angrenaj hidrostatic compus din pompă şi motor cu piston radial amplasate în aceeaşi carcasă.

Reglarea debitului (excentricitatea) pompei se face manual. Puterea acestor angrenaje hidrostatice fabricate de Hanauer Pumpen variază între 4 şi 100 CP, iar turaţiile obţinute sînt

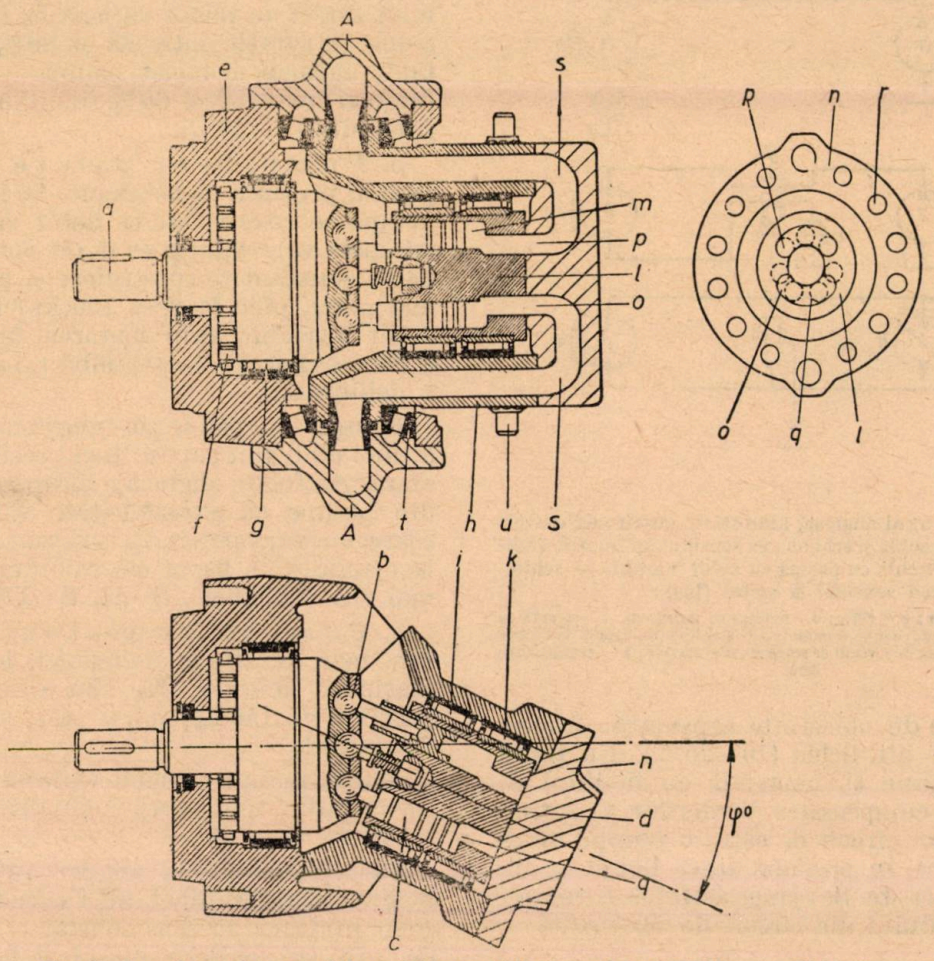


Fig. 8. Pompă cu piston axial cu debit variabil al combinei EDW—200 Eickhoff :

a — ax de acţionare ; *b* — tija pistonului ; *c* — piston ; *d* — blocul cilindrilor ; *e* — lagăr flansă ; *f* — lagăr axial ; *g* — lagăr cu ace ; *h* — carcasa cilindrilor ; *i* — lagăr cu ace ; *k* — lagăr cu ace ; *l* — suprafaţă de distribuţie ; *m* — găurile cilindrului ; *n* — suprafaţă de distribuţie ; *o* — aspiraţie-refulare ; *p* — aspiraţie-refulare ; *q* — orificii de ieşire pentru ulei ; *r* — găuri de fixare ; *s* — canal de ulei ; *t* — lagăr pentru rotire ; *u* — bolţ pentru rotire ; *A—A* — axa de rotire ; φ — unghiul de înclinare (reglare) ($\varphi_{max} = 25-28°$).

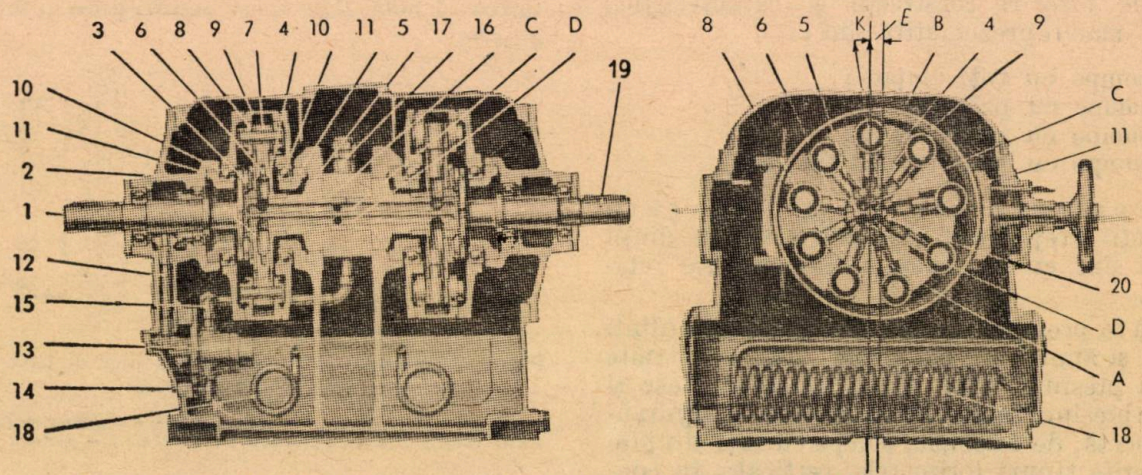


Fig. 9. Angrenajul hidrostatic compus din pompă şi motor cu piston radial Hanauer Pumpen :

1 — axa de acţionare ; *2* — corpul lagărului *3* — cuplaj cardanic ; *4* — corpul cilindrilor (stea) ; *5* — bolţ interior cu patru canale ; *6* — piston ; *7* — cap de cruce ; *8* — rolă ; *9* — tambur ; *10* — rulment ; *11* — sanie ; *12* — acţionare intermediară ; *13* — pompă auxiliară ; *14* — sorbul pompei auxiliare ; *15* — conductă de presiune ; *16* — corpul distribuitorului ; *17* — ventil de siguranţă ; *18* — serpentină de răcire ; *19* — axă de răcire ; *20* — bucşă de distribuţie ; *A* — piston în cursă de absorbţie ; *B* — piston în cursă de refulare ; *C* — canal de presiune (spre motor) ; *D* — canal de introducere a lichidului (spre pompă) ; *E* — excentricitate ; *K* — componentă.

0—30—725—850—970—1 500—2 000 min^{-1} (diferite tipuri).

Astăzi se fabrică motoare radiale lente, începînd de la 8—30 min^{-1}, în care caz reductorul poate fi suprimat.

Motoarele radiale lente cu un cuplu mare se construiesc în Anglia, tipul Staffa, cu un moment de torsiune de 1 500 mkp, în Franţa, motorul combinei Sagem, cu o forţă de tracţiune la troliu de 15 000 kp, iar în Belgia firma ACEC construieşte motorul Haldimann cu un cuplu de 3 000 mkp. În R. F. G. mai multe firme ca Düsterloh, Kracht şi Pleiger construiesc hidromotoare cu piston radial lente cu turaţii începînd de la 5—10 min^{-1} pînă la 200—750 min^{-1}, momente de 30 mkp, 2 300 mkp puteri de 28—280 CP, presiunea uleiului fiind cuprinsă între 150 şi 250 kp/cm^2 şi peste şi cu un randament de circa 90%.

Aceste angrenaje radiale corespund în special pentru combine, pluguri de cărbune, transportoare cu raclete blindate ş. a. unde se necesită cupluri mari.

3. *Reglare, relaţii şi date principale*

Relaţiile şi legile principale care stau la baza construcţiei şi funcţionării angrenajelor hidrostatice se pot rezuma în următoarele :

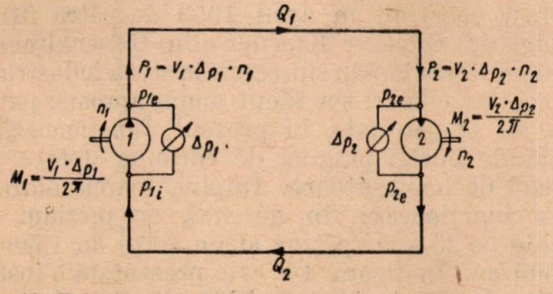


Fig. 10. Relaţiile principale ale unui angrenaj hidrostatic (fără pierderi) :

$Q_1 - Q_2$ – debite; $\Delta p_1 - \Delta p_2$ – presiuni; $M_1 - M_2$ momente; $V_1 - V_2$ – cilindree; $n_1 - n_2$ – turaţii; $P_1 - P_2$ – puteri; dacă $Q_1 = Q_2$ şi $\Delta p_1 = \Delta p_2$;

$$\frac{n_1}{n_2} = \frac{V_2}{V_1} \text{ şi } \frac{M_2}{M_1} = \frac{V_2}{V_1}.$$

— Presiunea măsurată la manometrul montat la motor ne arată cuplul acestuia.

— Motoarele voluminoase (cilindrul mare) pot funcţiona cu presiuni reduse şi invers.

— La aceeaşi putere P, cuplurile M sînt invers proporţionale cu turaţiile n.

— Schimbarea turaţiei la motor se face fără trepte, prin variaţia cilindreei la pompă sau motor sau la ambele. De regulă se schimbă numai cilindreea la pompă V_1. În cazul pompelor cu piston axial, aceasta se realizează prin schimbarea înclinării — $\varphi°$ — (fig. 8), iar la cele radiale prin schimbarea excentricităţii E (fig. 9).

— La aceeaşi putere, sarcina (momentele) se reglează cu ajutorul turaţiei prin variaţia cilindreei pompei, conform unei hiperbole (fig. 11).

Raportul dintre turaţia maximă şi cea minimă, cît şi între momentul maxim şi cel minim la un angrenaj hidrostatic este 5 : 1. Pentru ca valoarea momentului să nu depăşească o valoare maximă,

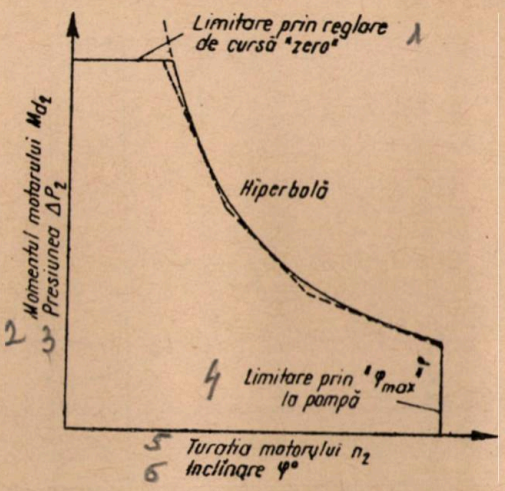


Fig. 11. Variaţia momentului şi presiunii la hidromotor în funcţie de turaţia lui şi înclinarea $\varphi°$ la pompă.

în cazul turaţiilor mici se foloseşte un regulator care reduce înclinarea zero (reglare prin cursă zero) şi hidromotorul se opreşte.

— Pentru puteri mici, pînă la circa 5 CP, cazul maşinilor de perforat, reglarea automată a turaţiei în funcţie de sarcină (pentru protejarea maşinii) se poate face şi prin metoda laminării. În acest caz debitul de lichid refulat de pompă în circuit este constant. După cum se vede şi în figura 12, pompa P aspiră lichidul din rezervorul B şi refulează prin conducta L spre motorul M. Pentru reglarea turaţiei hidromotorului, avînd în vedere că cilindreea pompei este aceeaşi, se schimbă debitul de lichid prin laminare cu ajutorul ventilului D. Astfel, numai

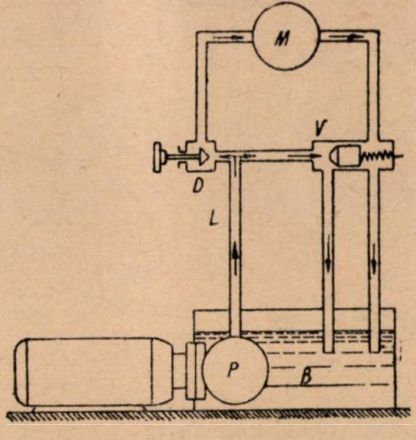


Fig. 12. Circuit hidrostatic cu reglare prin laminare :

P – pompă cu debit constant; B – rezervor cu ulei; L – conductă de presiune; M – motor; D – ventil de laminare; V – ventil de presiune.

o parte a lichidului ajunge la motor, restul se întoarce în rezervor prin ventilul V. Se observă că atunci cînd momentul rezistent creşte

la motorul M, crește și presiunea lichidului, iar ventilul V lasă să se întoarcă în rezervor un volum mai mare de lichid și astfel turația motorului scade în mod automat. Laminarea uleiului produce pierderi de energie, ceea ce influențează negativ asupra randamentului. Această metodă se recomandă pentru puteri mici (laminarea maximă poate fi de 1/5), avînd în vedere simplitatea construcției și posibilitatea de reglare automată a turației în funcție de sarcină, fără dispozitive speciale.

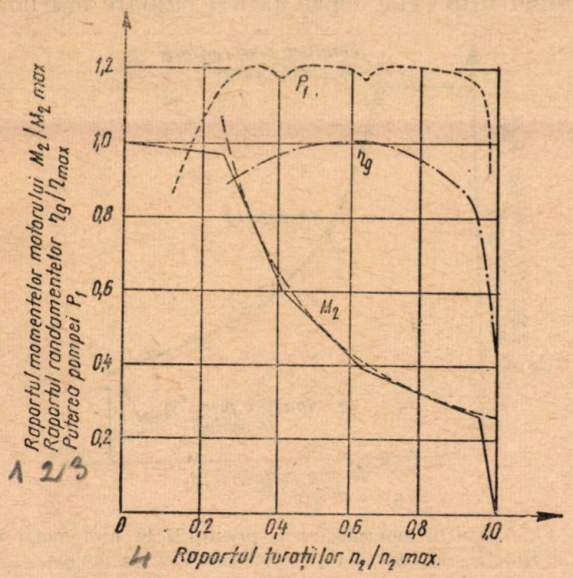


Fig. 13. Momentele, randamentele și puterea absorbită la un angrenaj hidrostatic cu reglarea în funcție de sarcina și cursa zero la pompă.

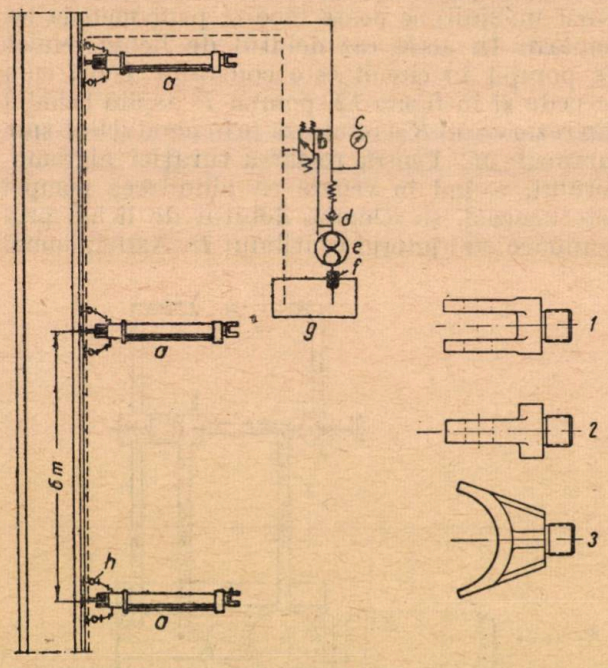


Fig. 14. Instalație de împingătoare hidraulice pentru transportoare cu raclete blindate:

a — împingător; *b* — ventil de siguranță (întrerupere); *c* — manometru; *d* — ventil de întoarcere; *e* — pompă cu roți dințate; *f* — filtru; *g* — rezervor de 400 litri; *h* — îmbinări de furtun.

— Randamentul la un angrenaj hidrostatic are valoarea maximă pentru o valoare mijlocie a raportului turațiilor (fig. 13). Totuși, chiar și pentru celelalte rapoarte ale turațiilor în intervalul de reglare, randamentul total η_g scade mai puțin în comparație cu angrenajele hidrodinamice.

— Pierderile de energie în angrenajele hidrostatice sînt în general cu ceva mai mari decît în cazul angrenajelor mecanice cu roți dințate. Aceste pierderi constau din volumetrice și hidraulico-mecanice în pompă și motor. Datorită celor volumetrice turația la motor scade cu circa 2—5% (alunecare), în funcție de interstiții, presiunea și temperatura lichidului. Celelalte pierderi prin frecări, care măresc energia absorbită de pompă, reduc randamentul hidromotorului și se transformă în căldură. Trebuie să se dea o atenție deosebită evacuării căldurii — produsă în angrenajele hidrostatice, atunci cînd ele sînt folosite în subteran.

IV. Convertizoare hidraulice de forță

1. *Cilindrii hidraulici*

Primul cilindru hidraulic folosit la împingerea transportoarelor pe raclete blindate în R.F.G. a fost construit în anul 1953 de către firma Glückauf Günther Klerner din Gelsenkirchen. Introducerea însă în subteran la scară industrială a acestor cilindri s-a făcut acum aproape patru ani în Anglia unde, în prezent, funcționează o sută de bucăți pluguri de cărbune dotate cu astfel de împingătoare. Împingătoarele hidraulice funcționează, în general, cu presiuni de lichid de 25—60 kp/cm² și cu forțe de 1 500—2 500 kp. În figura 14 este prezentată o instalație de împingătoare hidraulice pentru un transportor cu raclete blindat. Pompa este pornită în mod automat atunci cînd presiunea de lucru este sub o anumită limită. Furtunurile au un diametru interior de 16 mm și sînt construite special (armate) pentru a rezista la presiuni de 250 kp/cm² și peste.

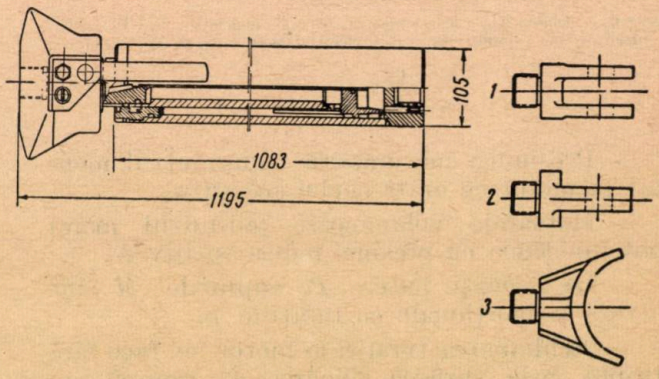


Fig. 15. Împingător hidraulic al firmei Beien.

Firma Beien execută astfel de împingătoare hidraulice (fig. 15). Organul principal este cilindrul hidraulic propriu-zis, a cărui tijă este prevăzută cu un cap distribuitor. Atît în capul distribuitor cît şi pe fundul cilindrului se pot

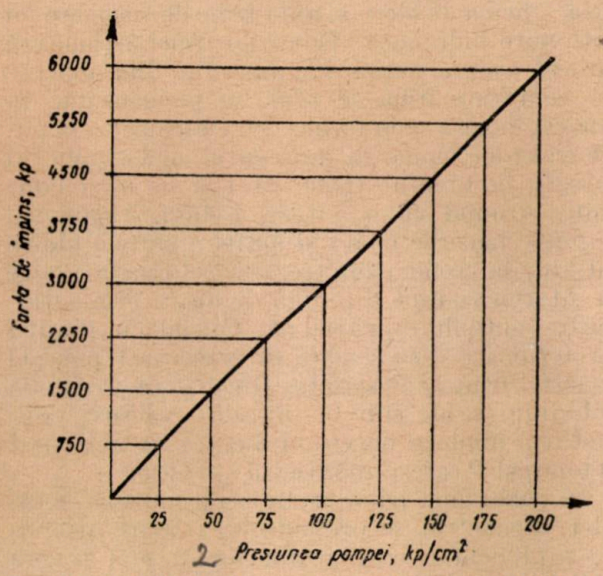


Fig. 16. Forţa de împins a unui cilindru hidraulic Beien în funcţie de presiunea pompei.

înşuruba trei feluri de elemente de îmbinare şi anume : furci *1*, ochiuri de fixare *2* şi papuci de stîlpi *3*. Cu ajutorul acestor elemente de îmbinare împingătorul face faţă tuturor utilităţilor. Diagrama din figura 16 arată forţele care se pot realiza cu aceste împingătoare, în funcţie de presiunea lichidului pompei.

Cilindrii hidraulici sînt folosiţi şi ca elemente de tracţiune la acţionarea trenurilor de vagonete în punctele de încărcare şi în rampe.

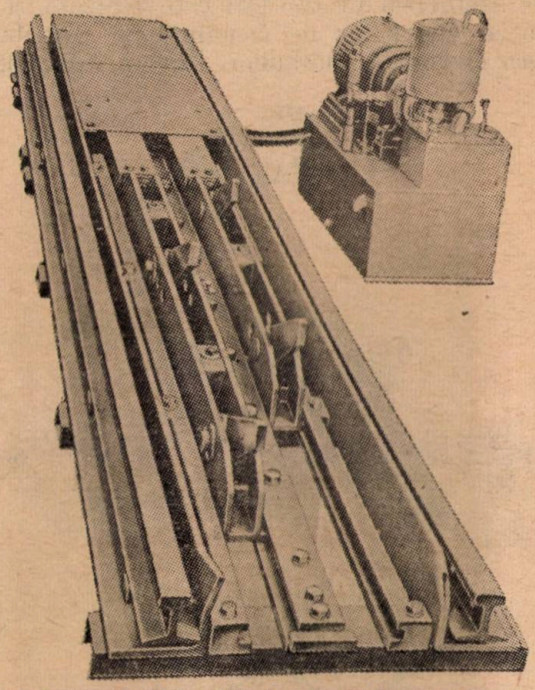


Fig. 17. Instalaţia hidraulică de acţionat trenuri şi vagonete a firmei Mönninghoff tip MV—60 (6 000 kp—22 kW).

Diferite firme ca Mönninghoff, Düsterloh şi altele construiesc asemenea cilindri cu forţe de împins pînă la circa 8 000 kp şi viteze de deplasare de circa 0,7 m/s. În figura 17 este reprezentată o astfel de instalaţie. Amintim că datorită multiplelor utilizări a cilindrilor hidraulici, construcţia lor este normalizată şi tipizată

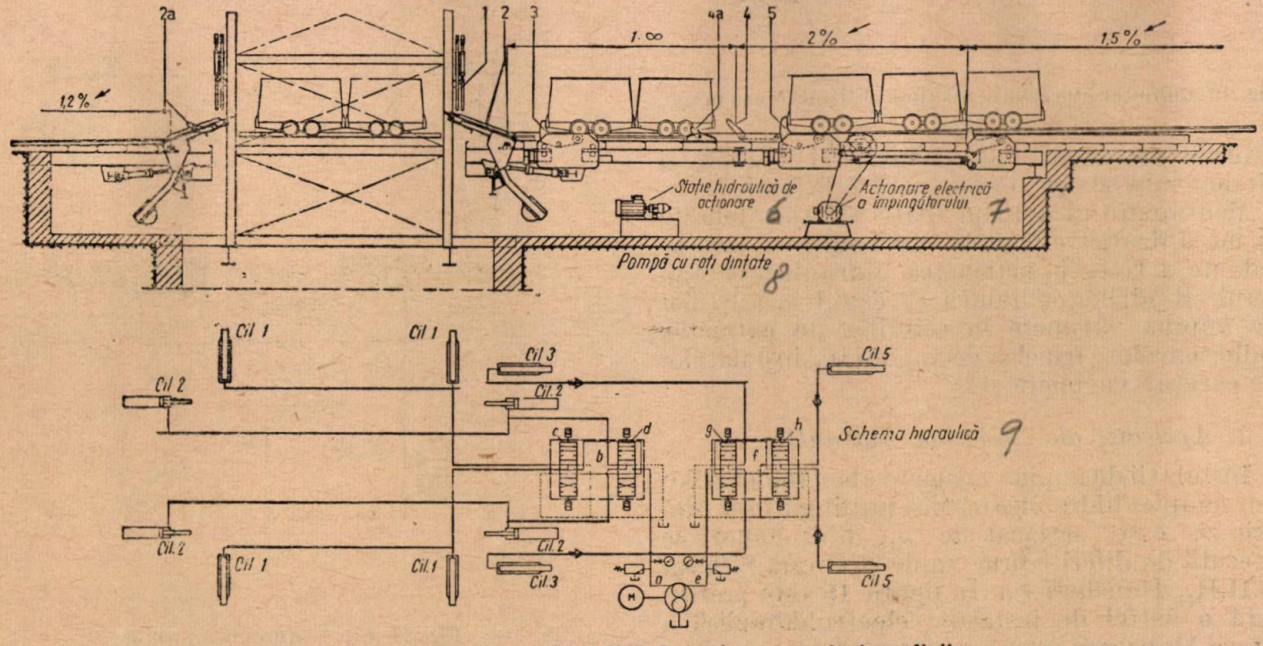
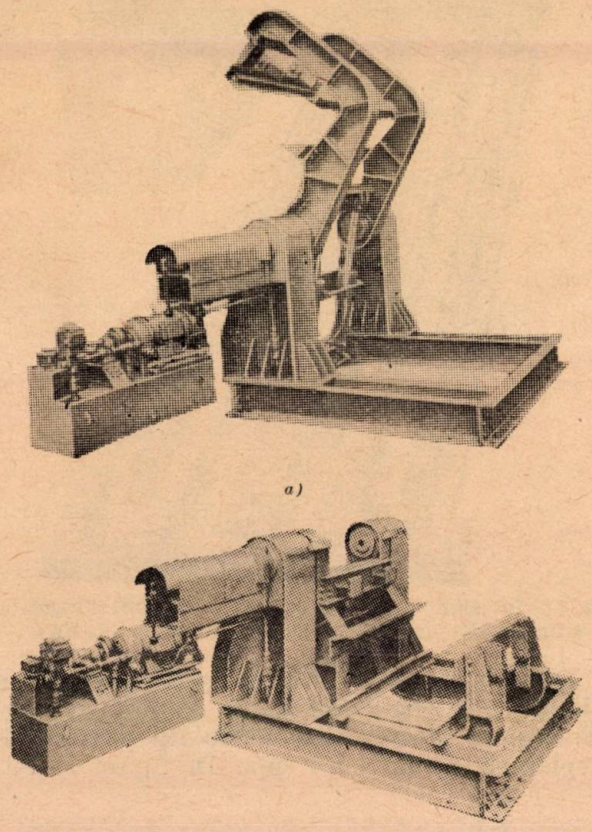


Fig. 18. Instalaţie electrohidraulică de împins vagonete în colivii :

1 — uşi acţionate hidraulic ; *2* şi *2a* — poduri basculante acţionate hidraulic ; hidraulic ; *3* — opritori de puţ acţionate hidraulic ; *4* şi *4a* — împingător acţionat electric ; *5* — frîna de vagonete ; *a, e* — conducte de presiune ; *c, d, g, h* — ventile ; *cil.* — cilindri.

în alte ţări prin diferite norme. Firma Kracht Hidraulik a întocmit o tipizare şi un program de fabricaţie pentru cilindrii hidraulici.

De asemenea în alte ţări este tipizată şi fabricaţia ventilelor de comandă şi distribuţie pentru circuitele hidraulice. Putem exemplifica



a)

b)

Fig. 19. Culbutor hidraulic de înălţime al firmei Mönninghoff.

firmele de specialitate Kracht-Hydraulik şi Herion care se ocupă cu această fabricaţie.

Menţionăm că aproape toate utilajele folosite la mecanizarea circuitelor de vagonete sînt pe cale de a trece la acţionarea hidraulică cu ajutorul cilindrilor hidraulici — cazul instalaţiilor de împins vagonete în coliviile de extracţie, culbutoarelor, frînelor de vagonete, instalaţiilor de curăţat vagonete etc.

2. *Aplicaţii ale cilindrilor hidraulici*

Instalaţii de împins vagonete electrohidraulice sau complet hidraulice (cînd şi împingătorul propriu-zis este acţionat de un hidromotor) se execută de diferite firme ca de exemplu Siemag, G.H.H., Hausherr ş.a. În figura 18 este prezentată o astfel de instalaţie electrohidraulică a firmei Hausherr, care funcţionează cu o presiune de lichid de 35—50 kp/cm².

Cu o asemenea instalaţie automatizată (cu o viteză maximă de împins de 1,32—1,5 m/s), încărcarea unei colivii cu cinci etaje se poate face în mai puţin de un minut. În figura 19 este prezentată fotografia unui culbutor hidraulic de înălţime, inclusiv staţia de pompe, folosit la transvazări şi goliri de vagonete, alimentarea maşinilor de rambleu mobile etc. Înălţimea de ridicare ajunge la 3 m, iar răsturnarea durează circa 30 secunde. Cilindrii de acţionare lucrează la 200—300 kp/cm². În figura 20 este prezentată schema de lucru a unei frîne de vagonete cu acţionare hidraulică. Bacurile frînei acţionează lateral asupra cutiei vagonetului. Din motive de securitate frîna se află, în permanenţă, în poziţia închisă ca în figura 20. Deschiderea bacurilor are loc numai în momentul cînd vagonetul soseşte în dreptul frînei şi trebuie să-şi continue drumul cu o viteză redusă. Vagonetul împinge bacurile frînei şi astfel o parte a uleiului vine la economizor (rezervorul elastic *3* care în interior conţine o pungă de azot). Prin acţionarea ventilului cu patru căi *4* uleiul din cilindrii de acţionare *7* se scurge în rezervorul pompei şi astfel frîna se deschide. Imediat ce presiunea lichidului scade sub o anumită valoare, contactorul minimal-maximal *6* cuplează motorul *1* al pompei *P* care alimentează circuitul.

În cazul cînd frîna trebuie să oprească complet vagonetele, se prevede un cilindru hidraulic suplimentar, care acţionează frontal asupra cutiei vagonetului.

În figurile 21, 21 a şi 21 b este prezentată o instalaţie de curăţat vagonete cu acţionare hidraulică (fără jet de apă) a firmei Düsterloh. Instalaţia se compune din graifărul de curăţat, un împingător hidraulic cu o frînă dozatoare de vagonete şi agregatul pompei de alimentare.

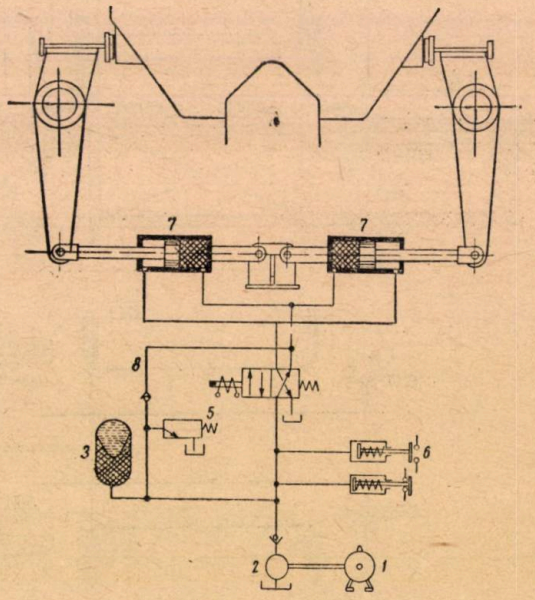
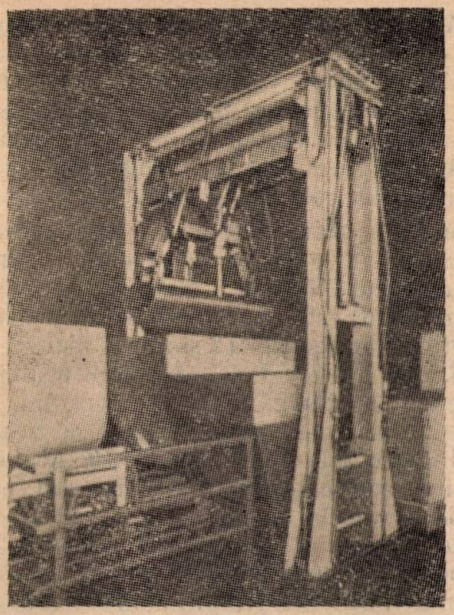
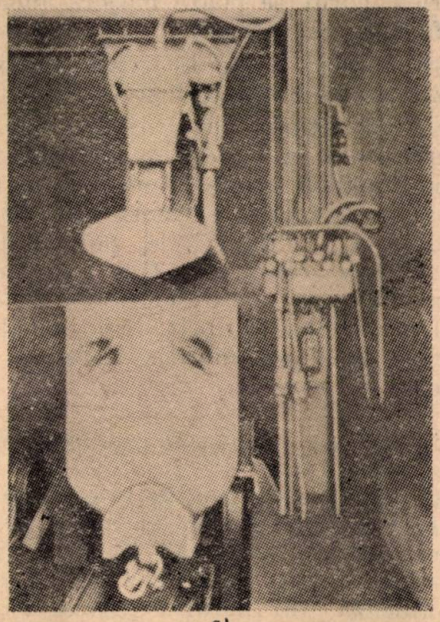


Fig. 20. Frînă hidraulică închisă :

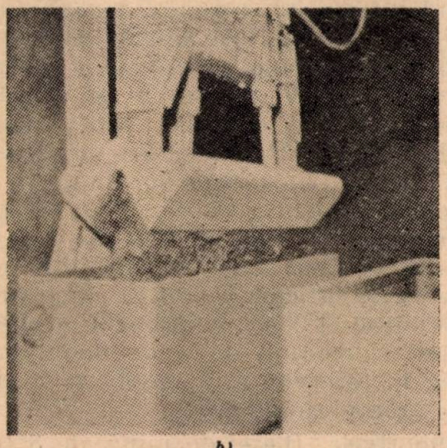
1 — electromotor ; *2* — pompă cu roţi dinţate ; *3* — rezervor elastic ; *4* — ventil cu patru căi ; *5* — ventil de suprapresiune ; *6* — contactorul minimal-maximal ; *7* — cilindru de acţionare ; *8* — conductă de descărcare.

Instalaţia este situată pe o linie secundară, ramificată din circuitul de vagonete. Vagonetele vin în pantă, sînt frînate şi apoi împinse pe





a)



b)

Fig. 21. Instalaţie de curăţat vagonete cu acţionare hidraulică a firmei Dûsterloh.

rînd sub graifărul de curăţat. De aici sînt împinse mai departe şi se readuc în circuit. Modul şi fazele de lucru sînt arătate în figurile 21 a şi 21 b. Operaţiile sînt complet automatizate. Debitul de curăţire a unei astfel de instalaţii este de circa 60—100 vagonete pe oră. Instalaţia hidraulică (cilindrii) graifărului funcţionează cu 70 kp/cm², iar împingătorul şi frîna de vagonete cu 40 kp/cm².

3. *Susţinere cu acţionare hidraulică*

În cadrul convertizoarelor hidraulice de forţă intră şi utilajul de susţinere acţionat hidraulic şi anume stîlpii, ramele, cadrele şi scuturile păşitoare, stivele hidraulice etc.

Amintim că avantajele energiei hidraulice de a concentra forţe mari în spaţii reduse, însă cu posibilităţi de distribuire a acesteia pe raze de acţiuni suficient de mari, au dus la realizarea cunoscutelor mijloace de susţinere în abatajele minelor de cărbuni. Aceste utilaje şi instalaţii hidraulice au ajuns să funcţioneze la presiuni mari pînă la circa 350 kp/cm², realizînd forţe portante pînă la 60 000 kp pe stîlp.

Utilajele de susţinere cu acţiune hidraulică se introduc din ce în ce mai mult în subteran şi se află în permanentă perfecţionare. Astfel, numai în Anglia de la 4 000 de elemente de susţinere hidraulică mecanizate în anul 1958 s-a ajuns la 41 000 la sfîrşitul anului 1964, extracţia abatajelor cu susţinere mecanizată reprezentînd 20% din totalul producţiei.

Concluzia unanimă este că numai pe baza susţinerii hidraulice se va putea ajunge la mecanizarea completă a procesului de lucru în abatajele cu front lung.

Menţionăm că în prezent se lucrează la automatizarea şi comanda de la distanţă a cadrelor hidraulice păşitoare. Primele încercări au avut loc în anul 1963 la minele Newstad şi Ormonde din Anglia. Stivele hidraulice comandate de la distanţă au fost livrate de firma Gullick, iar cadrele păşitoare cu comandă de la distanţă de firma Dowty-Roofmaser.

Institutul de cercetări National Coal Board prevede că pînă la sfîrşitul anului 1965 să fie echipate opt abataje cu susţinere comandată de la distanţă.

V. Dispozitive hidraulice de comandă, cuplare şi reglare etc.

1. *Dispozitive hidraulice de comandă*

Unul dintre cele mai folosite dispozitive electrohidraulice pentru acţionarea frînelor, acţionarea de la distanţă a troliilor cu roţi planetare (pentru screpere), diferitelor ventile, uşi etc. este dispozitivul electrohidraulic Eldro al firmei AEG (fig. 22).

Aceste dispozitive sînt construite pentru forţe de ridicare între 45 şi 185 kp şi curse variind între 75 şi 160 mm. Frecvenţa cuplărilor

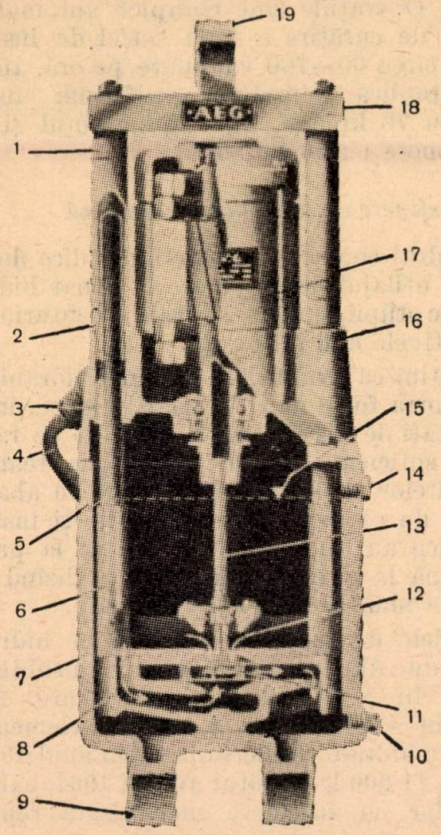


Fig. 22. Secţiune prin dispozitivul Eldro tip Ed—2 al firmei AEG (E.M.G.):

1 — ţeavă de protecţie; *2* — bucşă contra prafului; *3* — bucşă de conducere; *4* — cablu electric; *5* — tija pistonului; *6* — bucşă de distanţare; *7* — cilindru; *8* — piston; *9* — ochiuri de fixare; *10* — şurub pentru golire; *11* — rotorul pompei; *12* — sensul de ungere a uleiului la ridicarea pistonului; *13* — axa rotorului pompei; *14* — şurub; *15* — nivelul uleiului; *16* — capacul cilindrului; *17* — motor electric asincron, trifazat; *18* — jug; *19* — zală de acţionare.

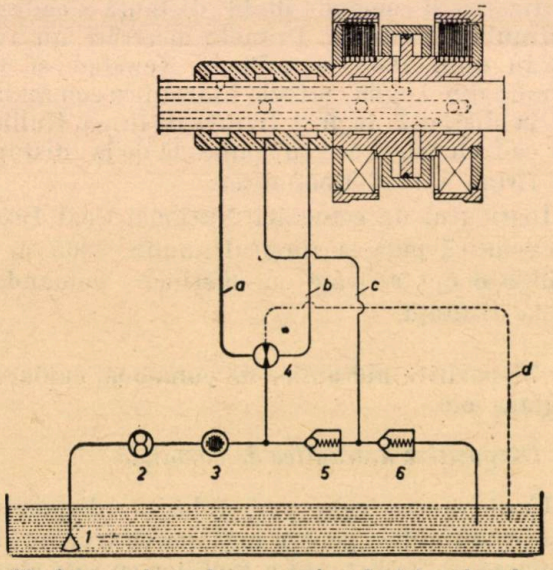


Fig. 23. Schema de cuplare a unui ambreiaj cu lamele executat de firma Stromag:

1 — sorb; *2* — pompă cu roţi dinţate; *3* — filtru magnetic; *4* — ventil de distribuţie; *5* şi *6* — ventil de presiune; *a* — conducta de ulei sub presiune (stînga); *b* — conducta de ulei sub presiune (dreapta); *c* — conducta de răcire a uleiului; *d* — conducta de întoarcere a uleiului.

variază între 1 000 şi 400 pe oră, puterea între 200 şi 400 W, iar greutatea între 23 şi 42 kg. Durata de ridicare variază între 0,1 şi 0,8 secunde, iar la coborîre între 0,2 şi 1,4 secunde (există diagrame elaborate de firma constructoare unde durata este dată în funcţie de forţa de ridicare sau coborîre şi cursă).

După cum arată fotografia din figura 22, rotorul pompei centrifugale *11* este acţionat de electromotorul *17* prin axul *13*. Atunci cînd electromotorul este cuplat, uleiul urmează drumul indicat de săgeţile *12* şi apasă asupra pistonului *8*. Acesta se ridică şi axul rotorului *13* se deplasează în axa găurită a motorului. Forţa pistonului prin cele două tije *5* se transmite jugului *18* cu zala de acţionare *19*. Atunci cînd electromotorul este decuplat, rotorul pompei este frînat repede de ulei. Uleiul se urcă prin canalele pistonului, iar acesta coboară lin, şi fără şocuri, în poziţia sa iniţială. Prin intercalarea unui ventil, atît timpul pentru ridicare, cît şi pentru coborîre se poate majora pînă la de 15 ori faţă de cel normal.

Electromotorul poate fi livrat în execuţie antigrizutoasă sau antiexplozivă.

Dispozitivul Eldro este aplicat la frînele transportoarelor cu bandă de cauciuc, livrate de firma Eickhoff atunci cînd transportoarele sînt montate pe înclinare. Atîta timp cît transportorul se află în funcţiune, pompa dispozitivului ridică pistonul care ţine frîna deschisă însă imediat ce are loc o decuplare de curent sau transportorul este oprit, dispozitivul acţionează ca o frînă (cu amortizor) asupra transportorului.

2. *Dispozitive hidraulice de cuplare (ambreiaje)*

În cele ce urmează vom descrie funcţionarea unui ambreiaj cu lamele, acţionat hidraulic, executat de firma Stromag (fig. 23). Pompa cu roţi dinţate *2* aspiră ulei cu ajutorul sorbului *1* şi-l refulează prin filtrul *3* pînă la ventilul *4*. De aici pleacă două conducte (*a* şi *b*) înspre pistonul diferenţial, care acţionează cele două ambreiaje cu lamele. Prin ventilul de distribuţie *4* se poate trimite ulei sub presiune pe una din cele două feţe ale pistonului şi astfel intră în funcţiune unul din cele două ambreiaje. În acelaşi timp partea opusă a pistonului este pusă în legătură cu rezervorul de ulei prin conducta *d* şi uleiul se întoarce în acest rezervor. Presiunea uleiului se reglează cu ajutorul ventilului *5*. Cantitatea de ulei din rezervor trebuie să fie suficientă pentru evacuarea căldurii produse. Uneori se prevede o instalaţie de răcire a uleiului, de unde uleiul răcit se întoarce în rezervor prin conducta *c* şi ventilul de suprapresiune *6*.

Locomotivele Diesel de mină de 3 $^1/_2$—4$^1/_2$ tone, fabricaţie Ruston, prevăzute cu o cutie de viteză mecanică, folosesc ambreiaje conice

acţionate hidraulic la schimbarea vitezelor (fiecare viteză are cîte un ambreiaj hidraulic).

3. *Dispozitive de reglare*

În figura 24 este prezentată schema unei instalaţii de întindere automată a transportoarelor cu benzi de cauciuc de capacitate şi lungime mare, iar în figura 25 — fotografia unui transportor cu bandă livrat de firma Sutcliffe, prevăzut cu o instalaţie automată de întindere cu acţionare hidraulică.

După cum arată schema din figura 24 staţia de întindere *A* (buclă intermediară) este acţionată de o funie prin intermediul a trei role *B*, *C* şi *D* şi care este înfăşurată pe toba unui troliu, *E*. Troliul *E* la rîndul lui este acţionat de un hidromotor *F* printr-un reductor cu melc. *G*. Ventilul cu trei căi *H* comandă hidromotorul, iar pompa şi rezervorul *J* îl alimentează cu ulei sub presiune. Pompa poate fi acţionată de motorul principal al transportorului sau de unul auxiliar. Rola *D* este montată pe pîrghia *K* care se sprijină pe arcul *L* a cărui forţă poate fi reglată au ajutorul şurubului *M*. Această pîrghie acţionează asupra ventilului *H* care are ca scop să limiteze deplasarea ei unghiulară. Cînd tensiunea în bandă este cea nominală, pîrghia *K* se află în poziţie centrală, forţa în *D* fiind echilibrată de tensiunea arcului *L*. Cepul ventilului *H* se află în poziţie mijlocie şi uleiul refulat de pompă se reîntoarce în rezervor, iar hidromotorul *F* şi troliul *E* se află în repaus. Imediat ce descreşte tensiunea la staţia de întindere, datorită unei creşteri brusce a tensiunii în bandă (din cauza încărcării), tensiunea arcului *L* învinge reacţiunea din rola *D*, pîrghia *K* se roteşte în sensul acelor de ceasornic, cepul ventilului *H* este acţionat şi funia se înfăşoară pe toba troliului datorită acţionării acestuia de către hidromotorul *F*. Staţia de întindere revine astfel în poziţia sa iniţială şi banda se întinde, revenind la tensiunea nominală. În caz că tensiunea creşte la staţia de întindere, atunci arcul *L* este comprimat şi pîrghia *K* se roteşte în sensul invers acelor de ceasornic acţionînd totodată invers şi asupra cepului ventilului *H*. Acesta la rîndul său acţionează troliul *E* în sens invers, funia se desfăşoară şi pîrghia *K* revine în poziţia iniţială de echilibru o dată cu tensiunea în bandă.

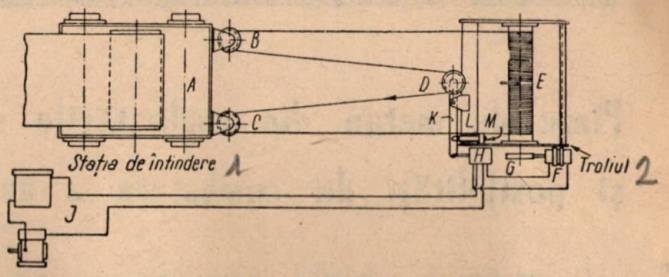


Fig. 24. Schema unei instalaţii de întindere automată a transportoarelor cu bandă de cauciuc construită de firma Stucliffe.

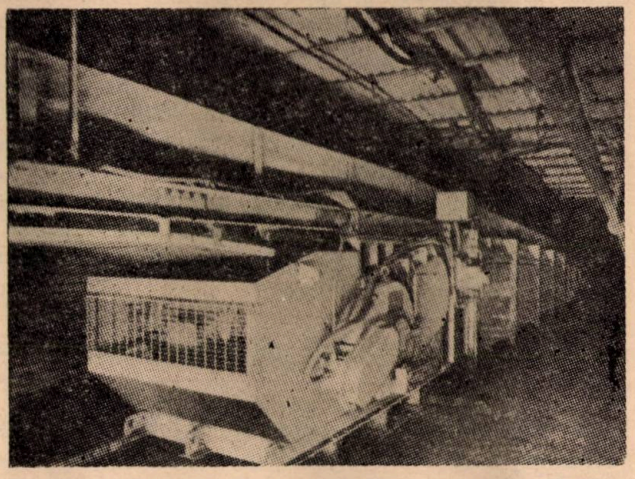


Fig. 25. Vedere generală a unui transportor cu bandă Stucliffe tip Tiger echipat cu o instalaţie automată de întindere.

În acest mod banda este întinsă în permanenţă la o valoare optimă (tensiune nominală), ceea ce contribuie la mărirea duratei de funcţionare a benzii datorită eliminării alunecărilor ei pe tobele de acţionare şi a nepreluării de tensiuni prea mari.

T 3841/66
LEFOLDITVA

Pînze de metan din exploatările subterane și posibilități de combatere a acestora

Ing. *I. MATEI*

Ca urmare a coborîrii exploatării zăcămintelor de cărbune în adîncime, pe lîngă condițiile geologice de zăcămînt mai dificile se ridică unele probleme speciale cum ar fi : combaterea temperaturilor ridicate, combaterea emanațiilor puternice de gaze și altele.

Cercetîndu-se cauzele care au dus, într-o serie de cazuri, la producerea exploziilor de gaz de mină, se constată că aproximativ două treimi din accidentele ce au avut loc pot fi atribuite unei acumulări de gaz de mină la tavanul lucrărilor miniere sub forma unor pînze, ca urmare a unor viteze prea mici a curentului de aeraj [1].

I. Mecanismul formării pînzelor de metan la tavan

În zăcămînt și în roca înconjurătoare neatacată, metanul se găsește în concentrație de 100% [2].

În urma extragerii substanței minerale și a mișcărilor de teren survenite ca urmare a procesului de exploatare, metanul, devenit liber, circulă prin spațiile exploatate și galerii, amestecîndu-se cu aerul proaspăt. Durata necesară pentru a se realiza amestecul de aer și metan depinde de lungimea căilor parcurse și de viteza curentului de aer proaspăt.

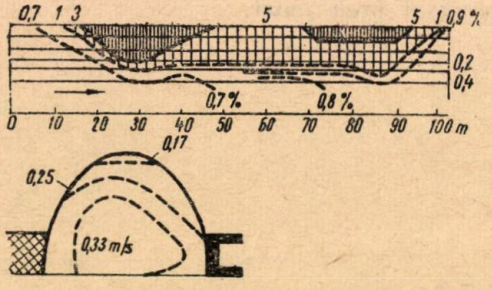


Fig. 1. Pînze de metan detectate într-o galerie cu secțiunea de 7,7 m², viteza aerului fiind de 0,29 m/s (după Hubrich).

Într-un curent de aer proaspăt, cu o viteză practic imperceptibilă, amestecul de aer-metan se realizează după multe ore, prin difuzie moleculară. Pe măsură ce viteza aerului crește, cele două medii se amestecă mai ușor, iar dacă se produce turbulența, atunci amestecul este complet. După originea gazului de mină degajat, se pot distinge degajări de bază, în care gazul de mină provine din însăși stratul ce se abatează, și degajări auxiliare, în care gazul de mină provine din stratele învecinate.

Cantitatea de metan care provine din stratele de cărbune — deci din degajarea de bază — nu constituie un pericol atît de mare, deoarece se amestecă imediat cu aerul proaspăt, formînd un amestec neexploziv.

Dar, o dată cu degajarea de bază, apare și degajarea auxiliară, metanul fiind acumulat în fisurile și crăpăturile cauzate de mișcările rocilor.

Această degajare auxiliară prezintă, în permanență, un pericol pentru securitatea muncitorilor.

Acumulările de metan provenite din aceste degajări se pot întîlni, de foarte multe ori, în spatele frontului de lucru, la distanțe de 50—100 m. Întrucît amestecurile de aer cu 4,5%—15% CH_4 sînt explozive, pericolul unei explozii începe deci de la o concentrație de 4,5% CH_4. Se pune întrebarea dacă amestecul de aer și metan cu concentrație sub 4,5% CH_4 este exploziv. Răspunsul la această întrebare îl putem găsi în cercetările efectuate în această privință și mai ales din practica minieră.

Astfel, dacă sub tavanul unei lucrări miniere [2] se află un strat subțire și extins de aer cu un conținut mediu de 2% CH_4, atunci în lucrarea respectivă va exista în permanență pericolul unei explozii, deoarece aceste pînze de metan presupun existența unor acumulări în cuiburi, care depășesc 4,5% CH_4 (fig. 1).

Pentru a dilua aerul de mină la un conținut maxim de 1% CH_4, trebuie ca fiecare particulă de metan să fie înconjurată de 99 particule de aer și apoi să fie evacuată [2]. Evacuarea este ușoară dacă particulele de gaz metan se degajă libere și ajung în curentul de aer proaspăt, însă este dificilă dacă particulele de metan se fixează în golurile existente, așa cum se întîmplă în cele mai multe cazuri.

Fiind mai ușor decît aerul, gazul metan tinde să se ridice în sus, ocupînd spațiile libere, și apoi să stagneze. Aceste acumulări — la început fără importanță — se întind sub forma

unor pînze, de-a lungul lucrărilor miniere fără a se amesteca cu aerul proaspăt, din cauza diferenței de densitate.

Prezența unor astfel de pînze de metan este foarte periculoasă, deoarece se poate declanșa explozia unor acumulări mari de metan și chiar praf de cărbune.

II. Indicele pînzei și calculul lui

În urmă cu cîțiva ani, întinderea și periculozitatea pînzei de metan abia putea fi observată de personalul de supraveghere, din cauza lipsei unei aparaturi adecvate.

Lampa cu benzină, folosită în acest scop, nu poate depista de loc, sau doar parțial, concentrațiile de metan din pînzele care se formează sub tavanul lucrărilor miniere, deoarece căldura lămpii provoacă o mișcare ascensională a aerului.

Aparatele moderne, folosite în prezent, oferă posibilitatea detectării pînzelor de metan cît de mici, însă ele reclamă un volum mare de muncă, datorită efectuării de măsurători din aproape în aproape pe traseele de aeraj.

Pentru a reduce numărul măsurătorilor de aeraj, s-a căutat să se găsească o metodă de identificare a locurilor unde se pot forma pînze de metan. În acest sens, încă din anul 1920, F. Richardson și mai tîrziu Coward, au încercat, în baza studierii fenomenelor fizice ce se produc în cazul regimurilor turbulente de scurgere a fluidelor, să stabilească relații de calcul, cu ajutorul cărora să poată fi semnalată existența pînzei de metan în lucrarea minieră.

Relațiile stabilite de cercetătorii englezi nu pot fi însă edificatoare, deoarece legile de scurgere turbulentă nu satisfac întrutotul amestecul de aer și metan.

Într-adevăr, regimul de scurgere turbulentă începe în general la un număr Reynolds mai mare de 2 320. În condițiile existente în mină este asigurată scurgerea turbulentă, fiindcă numărul Reynolds are valori cu mult mai mari decît cele admisibile și totuși un amestec între cele două medii (metan și aer) nu este încă sigur.

Dacă două straturi de fluide, de densități diferite ca spre exemplu metan și aer, s-ar amesteca turbulent, ar trebui ca părțile mai grele de aer să fie ridicate în contra forței de atracție, iar particulele mai ușoare de gaz metan să fie presate în jos, în aerul mai greu. Pentru ca fenomenul să se producă în acest mod, ar fi necesar un lucru mecanic produs de energia de mișcare a curentului de aer. Dacă însă forțele de ascensiune ale mediului mai ușor sînt mai mari decît cele provenite din energia de mișcare a curentului de aer, atunci turbulența se diminuează pînă cînd încetează complet. În acest mod va rezulta o suprafață de separație ondulată, între cele două medii (fig. 1), în funcție de mărimea energiei de mișcare a curentului de aer.

Raportul între cele două forțe, de ascensiune și de coborîre, a fost exprimat de Richardson printr-un parametru R_i, care ne dă o primă indicație despre prezența sau stingerea amestecului turbulent dintre două medii de densități diferite.

Bakke și Leach, efectuînd o serie de cercetări de laborator și pe modele, au stabilit limitele între care poate să existe un amestec turbulent între metan și aer [3]. În condițiile de laborator, ei au găsit că indicile R_i trebuie să fie mai mare decît 5 ca între cele două medii să existe un amestec turbulent. În cazul cînd indicele R_i este nai mic decît 5, va exista pericolul de menținere a pînzelor de metan. Din măsurătorile de aeraj efectuate la diferite mine din Anglia și Germania, s-a ajuns la concluzia că indicele pînzei R_i, după Bakke, este mult prea mare și datorită acestui lucru se pot trage concluzii eronate.

Cercetările ulterioare efectuate de Leach au stabilit, pentru indicele pînzei R_i, valoarea critică 2. Sub această valoare-limită se formează în permanență pînze de metan care aderă la pereții lucrărilor miniere.

Valoarea indicelui pînzei R_i se poate determina cu relația :

$$R_i = \sqrt[3]{\frac{24\,W^2}{c\sqrt{F}}} \qquad (1)$$

în care :

W este viteza medie a curentului de aer, în secțiunea lucrărilor miniere, m/s ;

c — conținutul de metan din lucrarea minieră, % ;

F — secțiunea lucrării, la punctul de măsurare a concentrației de metan, m².

Pentru ușurarea calculului a fost întocmită nomograma din figura 2, cu ajutorul căreia se poate determina indicele pînzei R_i în modul următor.

Se unesc punctele respective de pe scările A și B pînă se intersectează dreapta C. Punctul de intersecție cu dreapta C se unește cu punctul corespunzător de pe dreapta D. Intersecția acestei drepte cu scara E indică valoarea indicelui de pînză R_i.

În tendința de simplificare a calculelor, Schulz a ajuns la concluzia că, pentru a avea un amestec turbulent între metan și aer, este necesar ca conținutul de metan să fie mai mic decît pătratul vitezei curentului de aer.

Într-adevăr, dacă $F = 9$ m² și $c = W^2$ se ajunge, după înlocuire în relația (1), la valoarea lui $R_i = 2$.

Schulz a extins relația indicelui R_i și pentru secțiuni apropiate (7—12 m²) ; pentru secțiuni mai mari (pînă la 18 m²) consideră că este suficientă mărirea vitezei cu 10 %, iar pentru

...nai mici, viteza se va micşora cu

...1. Combaterea pînzelor de metan

Pentru a preveni şi combate formarea unei pînze de metan într-o lucrare minieră, este suficient să acţionăm numai asupra vitezei cu-

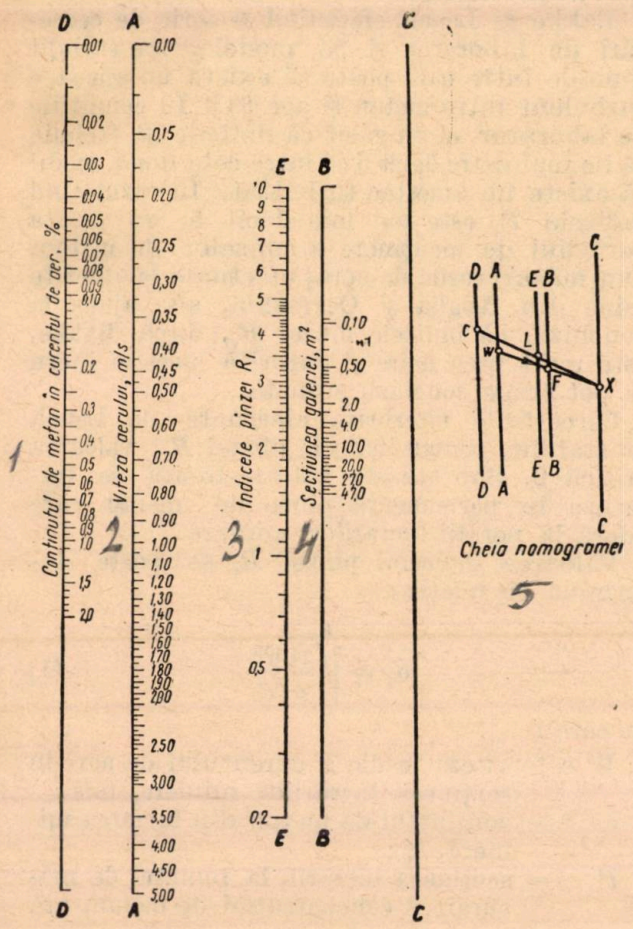


Fig. 2. Nomogramă pentru calculul indicelui de pînză.

rentului de aer, fără a ţine seamă de legea de degajare a emanaţiilor de metan [4]. Mărirea vitezei curentului de aer trebuie efectuată — aşa după cum s-a arătat mai înainte — în

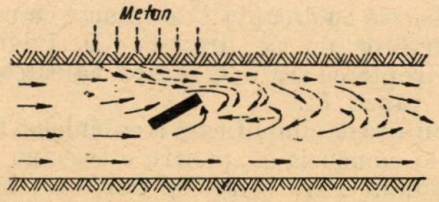


Fig. 3. Realizarea unui amestec turbulent de metan-aer cu ajutorul suprafeţelor de dirijare.

căile de evacuare a aerului la distanţa de 50—100 m de frontul de lucru, mai ales în cazul aplicării metodei de exploatare în retragere.

O cale foarte simplă de realizare a acestui obiectiv [2] ar fi introducerea de suprafeţe de dirijare în secţiunile lucrărilor miniere (fig. 3). În acest caz, în spatele suprafeţei de dirijare, se va produce un regim turbulent necesar pentru realizarea diluţiei dorite. Această metodă are însă dezavantajul că prin introducerea suprafeţei de dirijare se creează o rezistenţă suplimentară, deci cheltuieli de energie în plus.

În practică însă, se procedează în modul următor :

Se execută cîteva măsurători de aeraj, în căile de evacuare a aerului viciat, la distanţele amintite faţă de frontul de lucru şi, cu ajutorul relaţiei (1) sau a nomogramei din figura 2, se

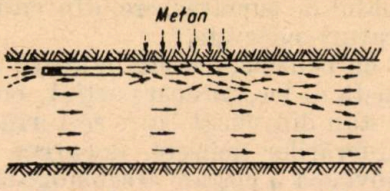


Fig. 4a Amestec turbulent de metan-aer realizat cu ajutorul unui jet de aer.

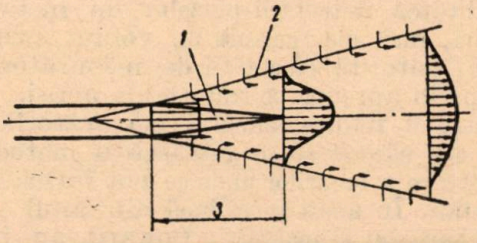


Fig. 4b Lărgirea jetului de aer şi distribuţia vitezei : *1* — centrul jetului de aer; *2* — graniţa curentului; *3* — lungimea jetului de aer.

poate determina, cu suficientă precizie, dacă există sau nu pînze de metan. În cazul cînd indicele pînzei R_i este mai mic decît 2, atunci pe traseul curentului respectiv şi în locul indicat se amplasează un ventialtor cu un tub de aeraj, cu scopul de a mări local viteza curentului de aer (fig. 4). În felul acesta se foloseşte energia cinetică a vînei de aer care iese din tubul de aeraj, la amestecarea metanului cu aerul, deoarece particulele de aer ce ies cu viteze mari antrenează, în mişcarea lor, particulele vecine din mediul ambiant.

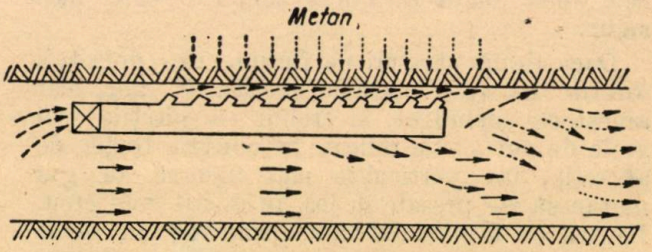


Fig. 5. Amestec de metan-aer realizat cu coloane de aeraj sistem König.

Acţiunea vînei de aer este limitată, pe de o parte de viteza de refulare, iar pe de altă parte de lungimea tubului de aeraj.

În condiţii normale, raza de acţiune a vînei de aer atinge 8—15 m.

Pentru a mări raza de acţiune a vînei de aer, s-au încercat tuburile de aeraj [2] sistem König (fig. 5). Aceste tuburi sînt închise la capătul exterior şi lateral sînt prevăzute cu ţevi de dirijare înclinate la 45°, faţă de axa tubului de aeraj. În felul acesta, vînele parţiale de aer accelerează local curentul de aer, făcînd ca amestecul de gaz să se dilueze mai repede. Încercarea în pactică a acestor procedee a dat rezultate promiţătoare.

Tot pentru combaterea pînzelor de metan, Renner [5] a construit un tub de aeraj turbionar (fig. 6) cu ajutorul căruia se obţine un amestec uniform şi rapid al metanului cu curentul principal de aer.

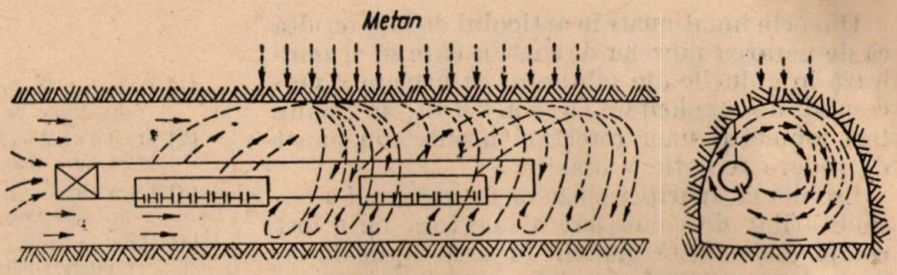


Fig. 6. Amestec de metan-aer realizat cu coloane de aer turbionare.

Pentru crearea curenţilor turbionari, tubul de aeraj propriu-zis este prevăzut cu o manta spirală. Aerul iese numai prin seria de găuri prevăzute în tubul interior şi loveşte mantaua exterioară din care iese tangenţial în curentul de aer din galerie creînd o mişcare elicoidală. Metanul care se găseşte lîngă pereţii galeriei este dirijat de curenţii turbionari spre vatra acesteia, fapt care determină crearea unui amestec uniform.

Cu toate posibilităţile diferite de a mări viteza locală a curentului de aer, este mult mai economic să se încerce soluţia de activare a aerajului principal deoarece, pe lîngă considerentele de ordin economic, mai oferă posibilitatea de a distruge pînzele de metan şi în zonele unde ele au fost detectate.

În acest sens, în mod orientativ, literatura de specialitate recomandă ca viteza minimă a curenţilor principali de aeraj să fie de 1 m/s, iar pentru aerajul local, curentul de aer să aibă viteza minimă de 0,5 m/s.

În privinţa aerajului lucrărilor miniere în fund de sac este necesar să se experimenteze procedeul de aeraj refulant deoarece oferă avantaje mai multe în comparaţie cu procedeul de aeraj aspirant.

În sprijinul afirmaţiei de mai sus se pot aduce următoarele argumente.

1. Pierderile de aer prin neetanşeităţile conductei de aeraj sînt cu mult mai mici decît în cazul aerajului aspirant şi ele servesc pentru diluarea gazelor rezultate din frontul de lucru.

Într-adevăr, din diagramele reprezentate în figura 7 rezultă că presiunea statică, atît în cazul procedeului de aeraj aspirant, cît şi în cazul celui refulant, are o valoare aproximativ constantă pe întreg profilul transversal, în timp ce depresiunea dinamică variază în funcţie de viteza aerului în punctele examinate ale profilului.

Asupra peretelui tubului de aeraj acţionează însă depresiunea statică.

Comparînd valorile depresiunii statice în cazul celor două procedee de aeraj rezultă că, în cazul refulării, depresiunea statică este mai mică, fapt care atrage după sine şi pierderi mai mici de aer.

2. Dacă în frontul lucrării miniere există metan, atunci se va găsi metan de-a lungul întregii galerii, deoarece acest gaz se degajă nu numai din frontul de lucru, ci şi din pereţii lucrărilor proaspăt dezveliţi.

În cazul înaintărilor rapide suprafaţa dezvelită a lucrărilor este mare, deci posibilităţi mai mari de degajare a metanului.

3. Aerajul refulant imprimă viteze suficient de mari curentului de aeraj, ceea ce asigură un amestec uniform al metanului cu aerul.

Procedeul de aeraj refulant are desigur şi părţile lui negative ca :

a. Gazul metan, la minele cu emanaţii de gaze, precum şi gazele rezultate în urma operaţiilor de împuşcare, în toate cazurile, se vor extinde de-a lungul lucrărilor miniere, viciind atmosfera lor. Astfel de situaţii există de asemenea şi în cazul procedeului de aeraj aspirant.

b. Curentul puternic de aer care iese din tubul de aeraj va antrena cele mai mici particule de parf.

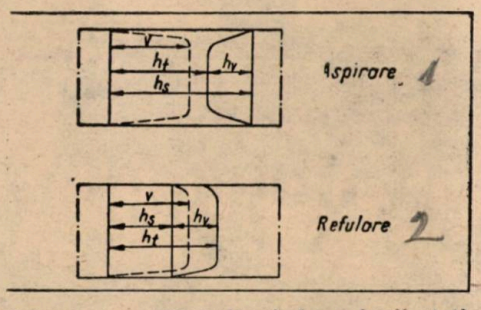


Fig. 7. Schema repartiţiei vitezei, depresiunii statice, dinamice şi totale în profilul transversal al unei conducte de aeraj.

Acest dezavantaj poate fi eliminat parţial prin reglarea distanţei dintre extremitatea tubului de aeraj şi frontul de lucru, în aşa fel încît viteza curentului de aer să nu depăşească pe cea critică.

... enumerate mai sus sînt de un ... mai mic în comparaţie cu efectele ... bile de obţinut.

... ii

... din cele menţionate în articolul de faţă rezultă că detectarea pînzelor de metan care se acumulează în golurile din subteran, ca urmare a procesului de exploatare, a constituit, în multe ţări, obiectul unor cercetări atente din punct de vedere teoretic şi practic.

Problema apariţiei pînzelor de metan şi a posibilităţilor de combatere a acestora nu a fost complet elucidată. Astfel, nu este lipsit de interes să se cunoască modul de propagare a exploziei de metan în pînze întrerupte sau la ce intensitate de explozie praful de cărbune depus pe elementele de susţinere a lucrărilor miniere poate fi turbionat şi aprins.

Cercetările viitoare, teoretice şi de laborator, vor avea o mare importanţă în rezolvarea acestor probleme.

BIBLIOGRAFIE

[1] Linsel, B. *Origine et degagement du grisou.* Annales des Mines de Belgique, nr. 10, 1963.

[2] Middendorf, H. *Methanschichten und Möglichkeiten zu ihrer Beseitigung.* Glückauf, nr. 3, 1965.

[3] Leach, S. *Firedamp Roof Layers.* Colliery Engineerings, nr. 483, 1964.

[4] Roberts, A. *Methane Layering in Mine Airways.* Colliery Guardian, nr. 5303, 1962.

[5] Renner, K. *Diffusion du jet d'air au front du chantier en cas de ventilation secondaire soufflante.* Annales des Mines de Belgique, nr. 10, 1963.

CONSTRUCŢIA MINELOR

Bloc de extracţie — o soluţie economică aplicată în bazinul Schitul Goleşti

Arhitect *E. DROCAN*

În bazinul carbonifer Schitu Goleşti s-a aplicat pentru prima oară în ţară un bloc de extracţie reprezentînd o soluţie originală care, prin

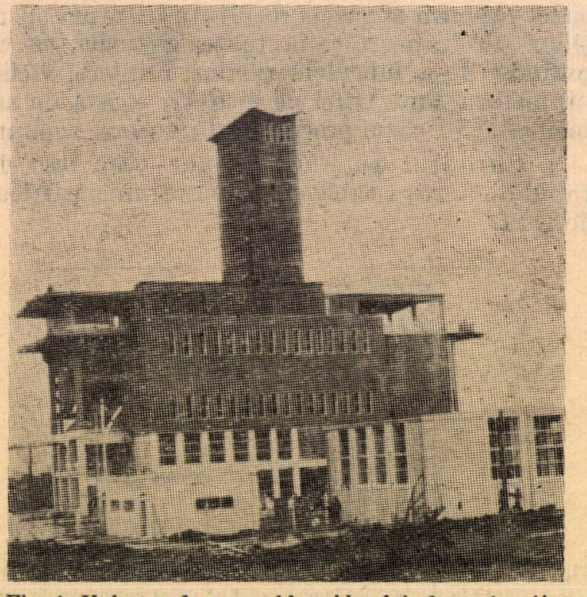


Fig. 1. Vederea de ansamblu a blocului de extracţie Berevoieşti

forma şi dimensiunile lui, schimbă tradiţionala înfăţişare a unei incinte miniere.

Blocul de extracţie proiectat şi executat este o construcţie unitară, care cuprinde mai multe funcţiuni necesare unei incinte miniere cu extracţie pe puţ. Blocul cuprinde într-o singură clădire, atît funcţiunile tehnologice strict legate de extracţie cum ar fi : puţul, casa puţului, circuitul

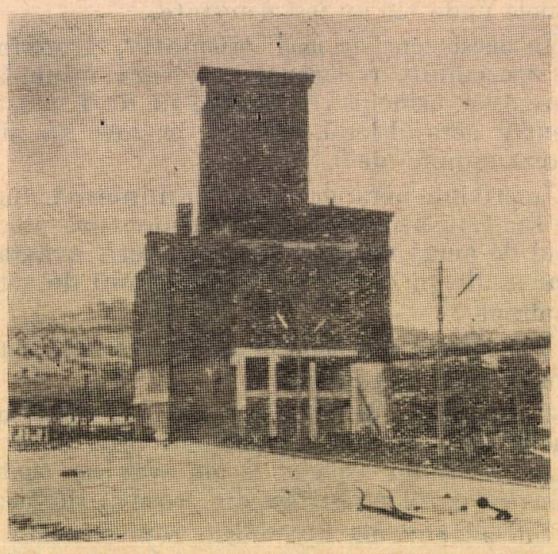


Fig. 2. Blocul de extracţie Berevoieşti. Silozul de steril cu plecarea tericonului pentru steril.

de steril şi util, silozurile de steril şi cărbune, staţia funicularului, cît şi funcţiunile social-administrative ale incintei, ca : baie, birouri, lămpărie, sala de apel, punct de sănătate etc.

Una din caracteristicile blocului de extracţie este faptul că extracţia nu se mai face la sol ci la o cotă superioară.

Ideea aplicării unui asemenea bloc de extracţie s-a ivit în cursul proiectării incintei puţului adîncime între 4 şi 10 m, ne putem face o ima de valoarea investiţiilor necesare amenaj suprafeţei acestei incinte.

Unul din obiectivele care impunea lungimi mari era clasicul culoar pentru banda transpor-

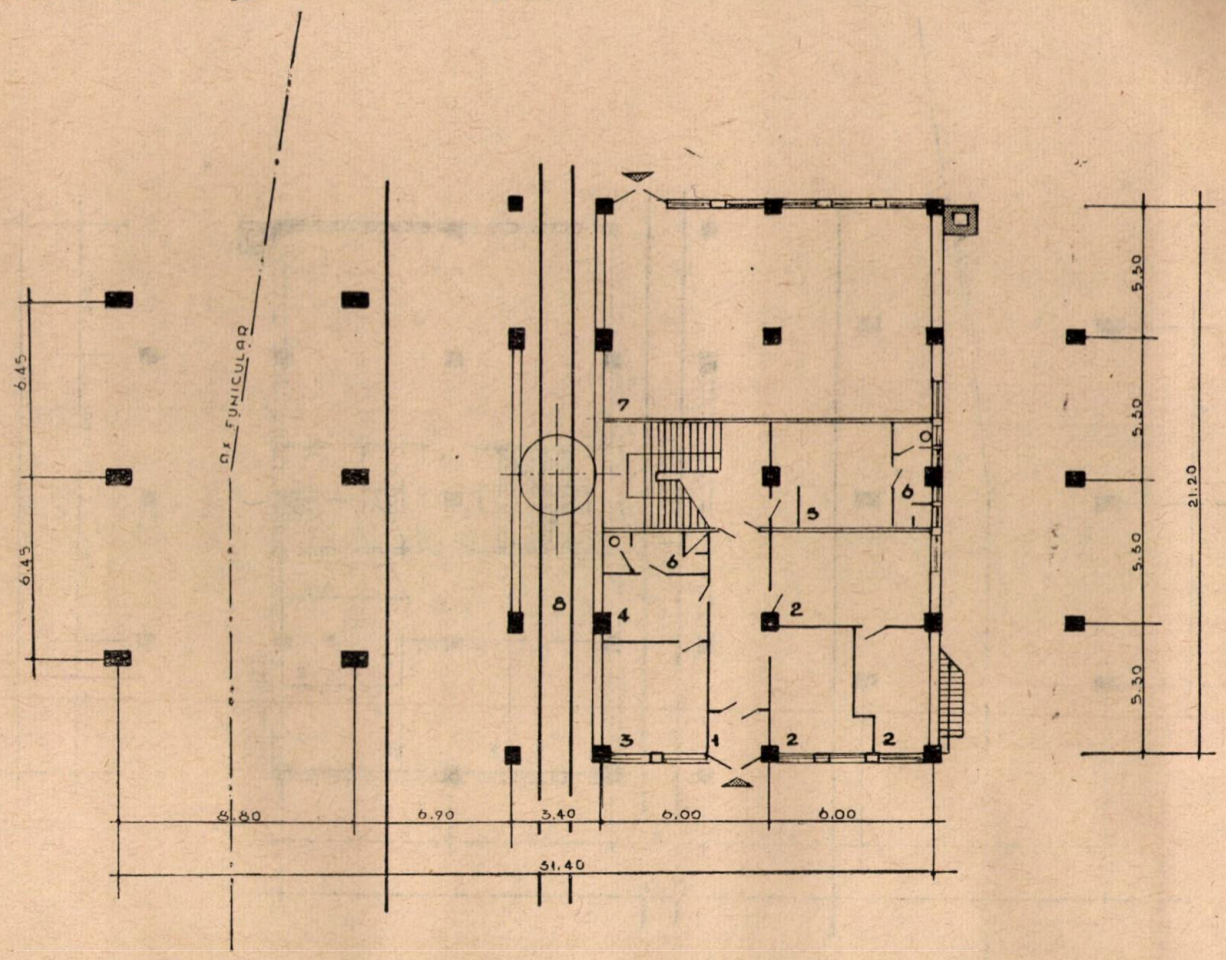


Fig. 3. Planul cotei ±0,00 m;
1 — vestibul; *2* — birou; *3* — tratament; *4* — consultaţii, tratamente; *5* — vestiare femei; *6* — duş; *7* — centrala termică; *8* — circuit c. f. i. la puţ.

Poenari din acest bazin. Amplasamentul puţului a fost fixat din considerente de ordin minier, fără a putea fi schimbat prea mult, iar proiectarea suprafeţei a întîmpinat dificultăţi din cauza lipsei de teren. Puţul a fost amplasat în albia pîrîului Poenari, pe o fîşie îngustă de teren, mărginită pe două laturi de pîrîu, iar pe celelalte două laturi, de pantele dealurilor cu teren alunecător, care caracterizează întreaga regiune. În aceste condiţii desfăşurarea obişnuită a utilităţilor strict necesare unei incinte de tip clasic era practic imposibilă.

Pentru a cîştiga spaţiu, s-au încercat mai multe soluţii clasice care conduceau la amenajări prin decapări în terenuri alunecătoare, cu umpluturi şi ziduri de sprijin de mare înălţime, cu amenajări de terase şi şanţuri de gardă pe sute de metri lungime, toate la un loc ducînd la cheltuieli foarte ridicate.

Dacă mai adăugăm la acestea, necesitatea fundaţiilor tuturor construcţiilor pe puţuri cu toare, care lega culbutorul din cadrul circuitului automotor cu silozurile staţiei de funicular. Prin suprimarea lui şi culbutarea direct în siloz a apărut soluţia cu platforma de extracţie la cota superioară.

Blocul de extracţie proiectat cuprinde următoarele funcţiuni tehnologice şi social-administrative:

— turnul de extracţie, casa turnului, platforma superioară de extracţie, silozurile pentru cărbune şi steril, staţia de funicular, capul de acţionare şi încărcare a tericonului pentru evacuarea sterilului;

— birourile sectorului, sala de apel, punctul de sănătate, vestiarele muncitorilor (din subteran şi de la suprafaţă), inginerilor şi maiştrilor, centrala termică (care deserveşte toată incinta) şi alte anexe.

Blocul a fost dimensionat pentru o mină cu o producţie zilnică de 1 000 tone pe zi şi a fost

...nci mine ale bazinului, adică : ...ești, Godeni, Poenari și Jugur. ...ui a fost posibilă avînd în vedere ...oate aceste mine au producții apro- ...iind între 600 și 1 000 tone pe zi.

La cota ± 0,00 golul parțial de sub bloc, cu o înălțime de 6,00 m, formează în dreptul turnului casa puțului de extracție. Aici, spre stația de funicular, are loc decuplarea vagonetelor de pe funicular și trecerea lor pe linii c.f.i. Cu alte

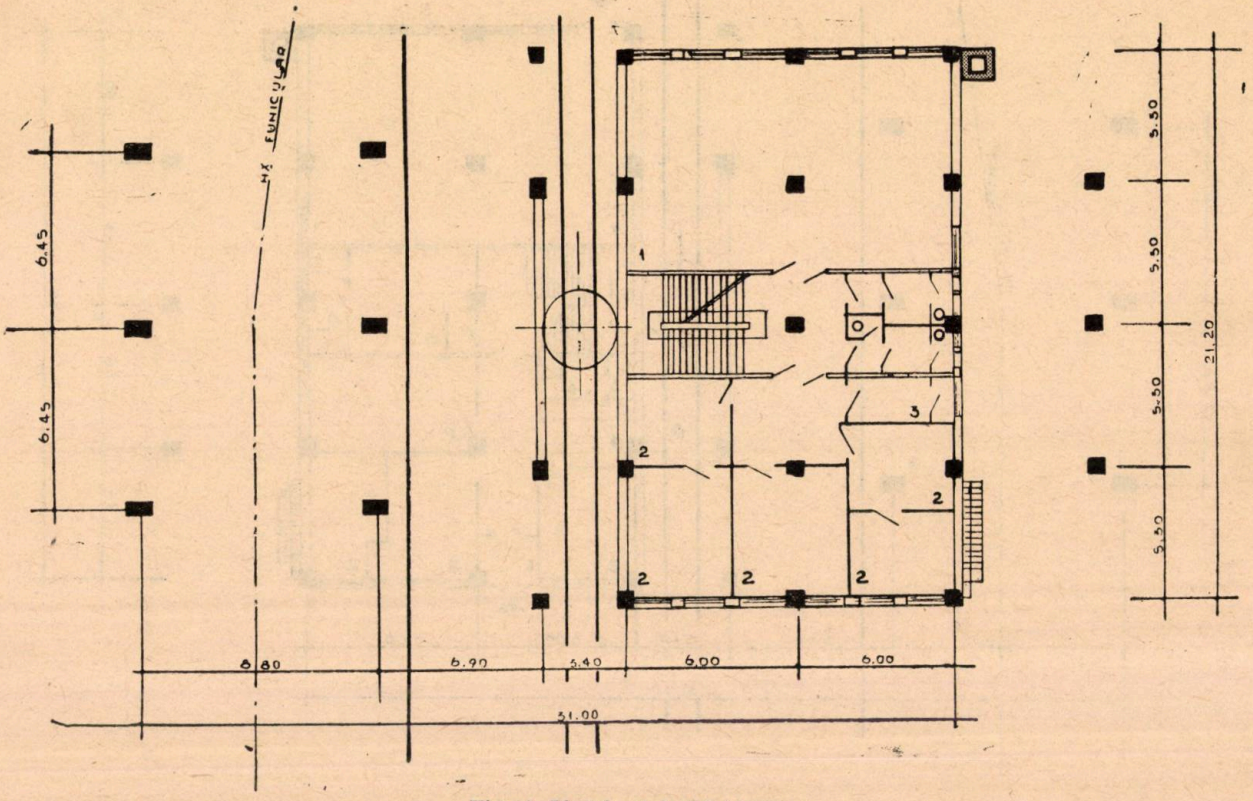


Fig. 4. Planul cotei +3,00 m :
1 — sala de apel; *2* — birou; *3* — centrala telefonică.

Turnul de extracție, care face parte integrantă din scheletul de rezistență a blocului, are o înălțime la axul moletelor de 31 m și un gabarit între axele stîlpilor de 10,4 × 3,4 m. Distanța mare între stîlpi (de 10,4 m) în sensul axului de extracție a fost dictată de considerente tehnologice și din considerente de stabilitate, dat fiind că turnul nu are contrafișe.

Coliviile de extracție sînt bietajate pentru cîte un vagonet de 1 m³. Turnul asigură circulația coliviilor pe puț și pe toată înălțimea blocului, cu posibilitatea opririi lor la cota ± 0,00 și cota + 16,00 m. În turn la cota + 25 m se află un rezervor metalic pentru apa necesară dușurilor. Acest rezervor elimină hidrofoarele necesare în cazurile consumurilor de apă neuniforme.

La cota ± 0,00 la nivelul puțului se face introducerea diverselor materiale în mină, iar la cota + 16,00 m se face extracția cărbunelui, a sterilului și accesul muncitorilor în mină.

cuvinte, în această porțiune a blocului se află un mic triaj cu pantele necesare și circuit în sens unic. În acest triaj se manevrează și zgura rezultată de la sala cazanelor, pentru a fi urcată la cota + 16,00 m și vărsată în silozul de steril. Singurele vagonete cu cărbune care sînt scoase la această cotă sînt cele necesare la centrala termică.

Transportul mecanizat al cărbunelui și sterilului de la puț la silozurile respective este asigurat prin circuitul de la cota + 16,00 m. Acest circuit constă din : amenajarea pe planșeul cotei + 16,00 m cu dimensiunile 20 × 36 m a două linii tehnologice de transport așezate simetric pe axa de extracție. O linie tehnologică este prevăzută cu : un împingător electric așezat în axul coliviei respective de o parte și de alta a puțului și un culbutor bicelular mobil pentru două vagonete, care se deplasează pe o cale de

rulare, fiind tractat de un cablu acționat de un troliu.

Proiectarea acestui culbutor a fost determinată de necesitatea culbutării vagonetului din mers pe silozul respectiv de cărbune sau steril.

În fiecare celulă a culbutoarelor este montat un vibrator electric și un motor, necesare la curățarea vagonetelor.

Fluxul de transport de scoatere și introducere a vagonetelor, din și în colivia de extracție, se realizează cu cele două împingătoare și culbutoare mobile. La sosirea unei colivii cu două vagonete pline, cîte unul pe etaj, la cota + 16,00 m cele două culbutoare mobile se găsesc în axul acesteia cu una din celule. Culbutorul din partea împingătorului coliviei respective are în cele două celule cîte un vagonet gol. Culbutorul din partea opusă este gol. Împingătorul coliviei respective intră în funcție și împinge, prin tamponare, vagonetul gol din celula culbutorului care, la rîndul său, împinge și scoate vagonetul plin din colivie, introducîndu-l în celula goală a celuilalt culbutor. În acest timp, în colivia puțului a intrat vagonetul gol. Se coboară al doilea etaj al coliviei, în care timp culbutoarele se așază cu a doua celulă în axul acesteia. Operația de boară în mină în timp ce alta plină urcă. Cul. torul fără vagonete se așază acum în axul co viei, care este în urcare, așteptînd pînă cînd acesta ajunge la cota + 16,00 m. Operația se repetă intrînd în funcțiune cu împingătorul opus. În proiect s-a sincronizat timpul necesar de urcare a coliviei, cu timpul parcurs de culbutor la silozul de cărbune, culbutarea și întoarcerea lui, astfel încît să nu fie nevoie să se aștepte umplerea celuilalt culbutor.

Cu acest flux se poate asigura o extracție și o însilozare de 600—1 000 tone pe zi cărbune și 60—100 tone pe zi steril.

Pentru accesul personalului în puț, culbutoarele au fost dotate cu o platformă metalică rabatabilă, legată solidar cu șasiul culbutorului.

Silozul de cărbune are două celule de cîte 400 tone, iar cel de steril tot două celule, de 50 tone.

În celulele silozului de cărbune, deasupra gabaritului de încărcare, a fost prevăzută o platformă de spargere a bulgărilor și de luare a probelor.

Sub silozuri, și făcînd corp comun cu ele, se află stația de funicular.

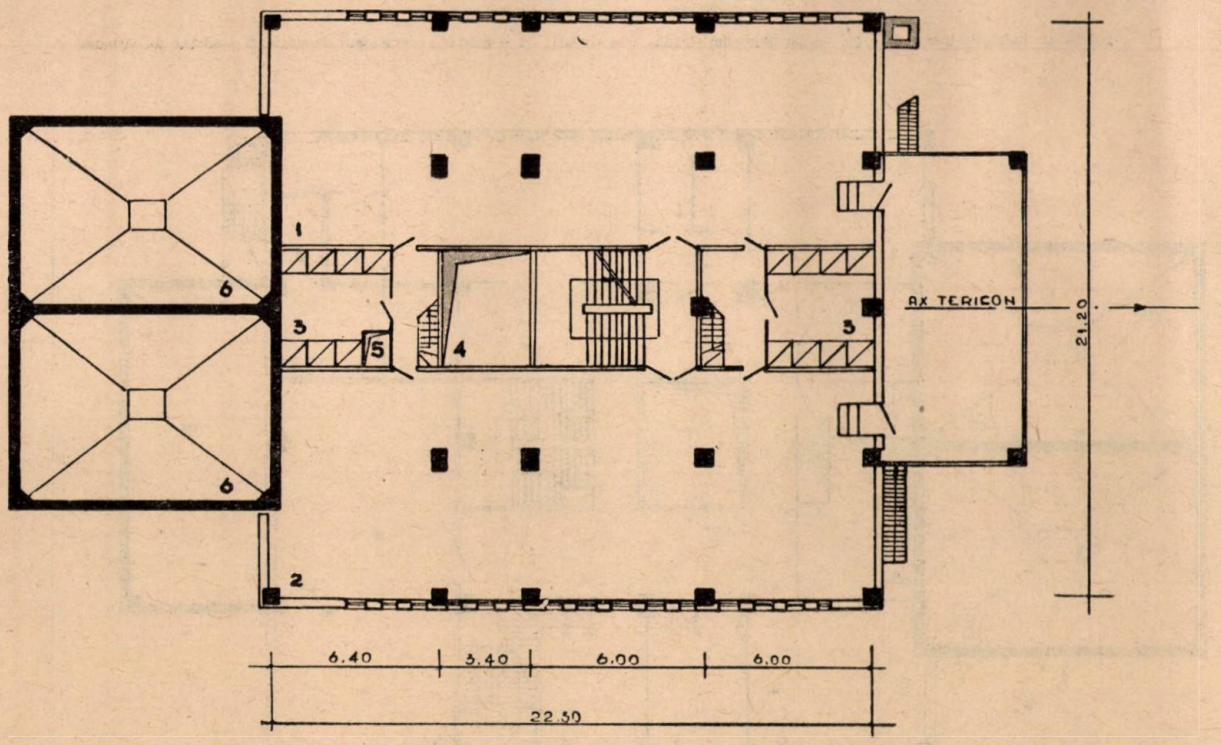


Fig. 5. Planul cotei +7,00 m:
1 — vestiarul pentru hainele de lucru; 2 — vestiarul pentru hainele de stradă; 3 — dușuri; 4 — gol puț; 5 — silozul mont-charje; 6 — silozul de cărbune.

împingere se repetă. Acum culbutorul gol inițial s-a umplut cu două vagonete pline și pleacă, fie la silozul de cărbune, fie la cel de steril. În timpul acesta colivia care are două vagonete goale co-

Circulația vagonetelor goale sau pline, cu cărbuni sau cu materiale, la încărcare, descărcare, sau trecere prin stație către altă stație, se face mecanizat.

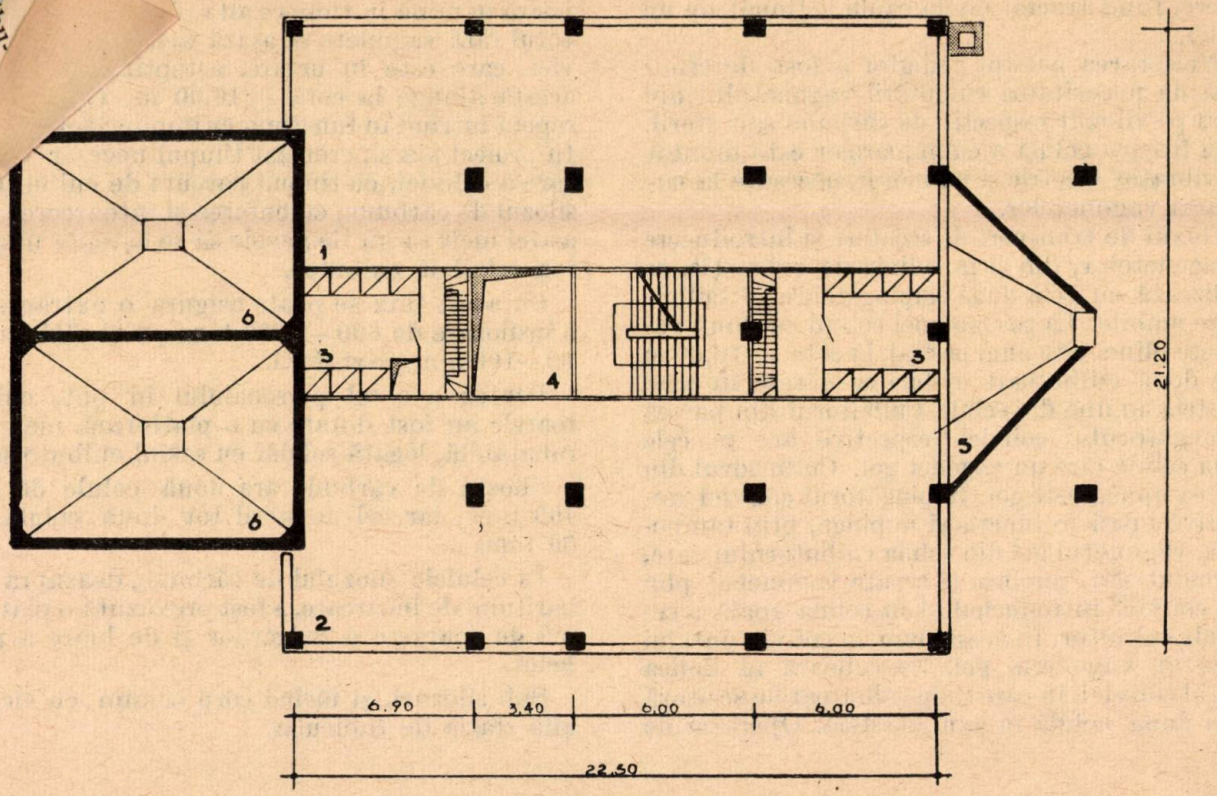


Fig. 6. Planul cotei +9,60 m:

1 – gol vestiar haine de lucru; 2 – gol vestiar haine de stradă; 3 – dușuri; 4 – gol puț; 5 – silozul de steril; 6 – silozul de cărbune.

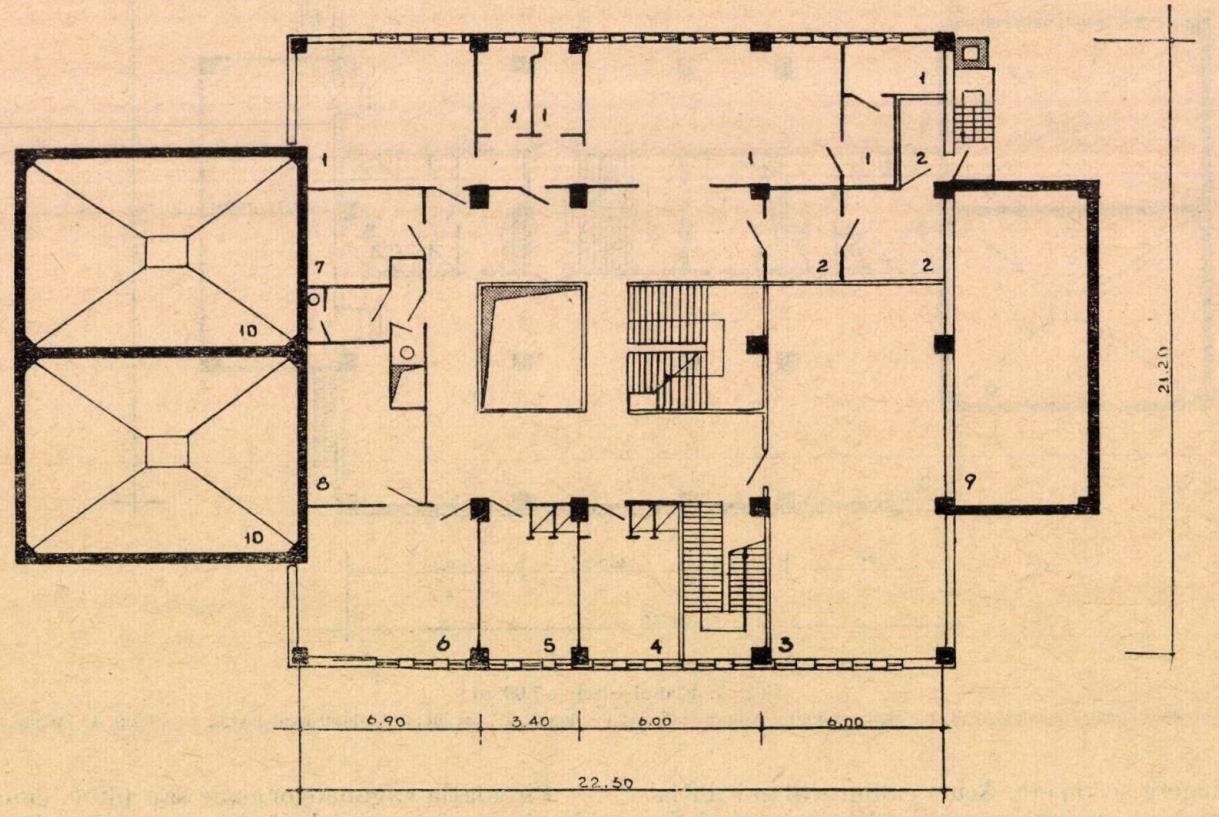


Fig. 7. Planul cotei +12,30 m:

1 – lămpărie pentru lămpi electrice; 2 – lămpărie pentru lămpi cu benzină; 3 – centrala de ventilație; 4 – vestiarul pentru ingineri; 5 – vestiarul pentru maiștri; 6 – spălătoria și călcătoria; 7 – atelierul pentru reparația lămpilor; 8 – depozitul de prosoape; 9 – silozul de steril; 10 – silozul de cărbune.

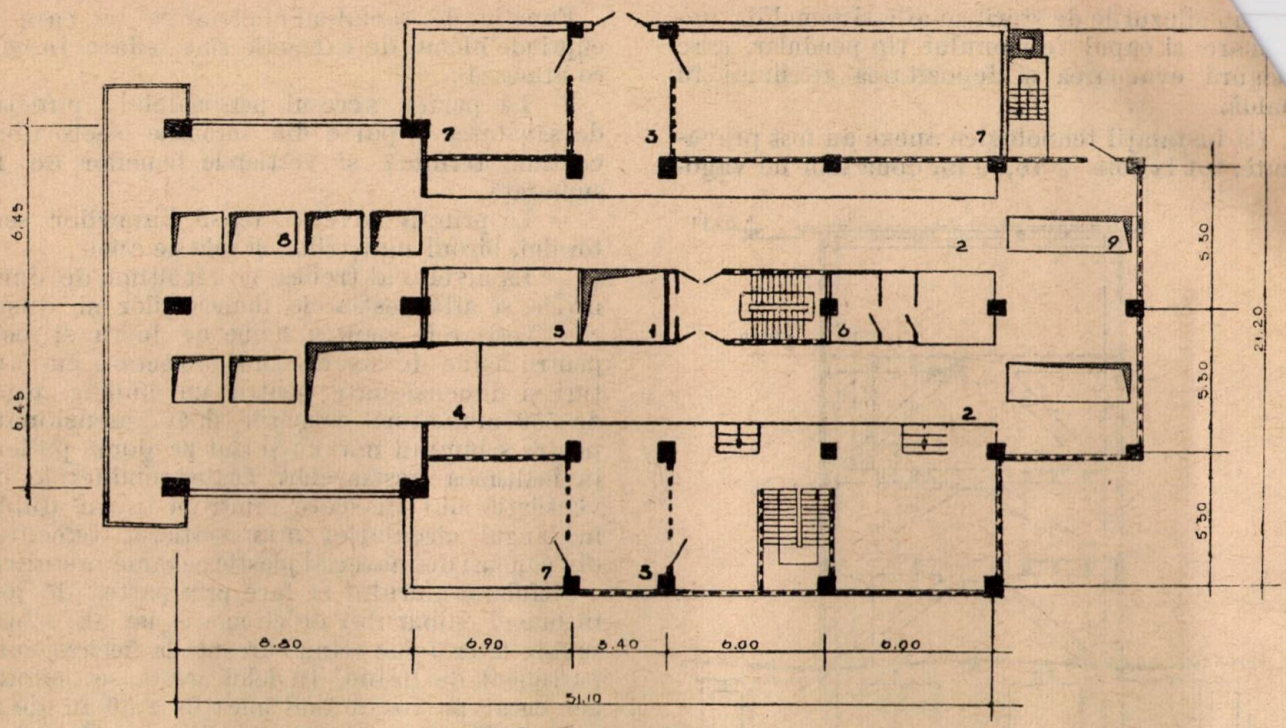


Fig. 8. Planul cotei +16,00 m:

1 — gol puț; *2* — cale rulare culbutoare; *3* — împingătoare electrice; *4* — cîntar basculă; *5* — platforma pentru vagonete defecte; *6* — camera pentru tablouri electrice; *7* — terasa; *8* — goluri pentru culbutare siloz cărbune; *9* — goluri pentru culbutare siloz steril.

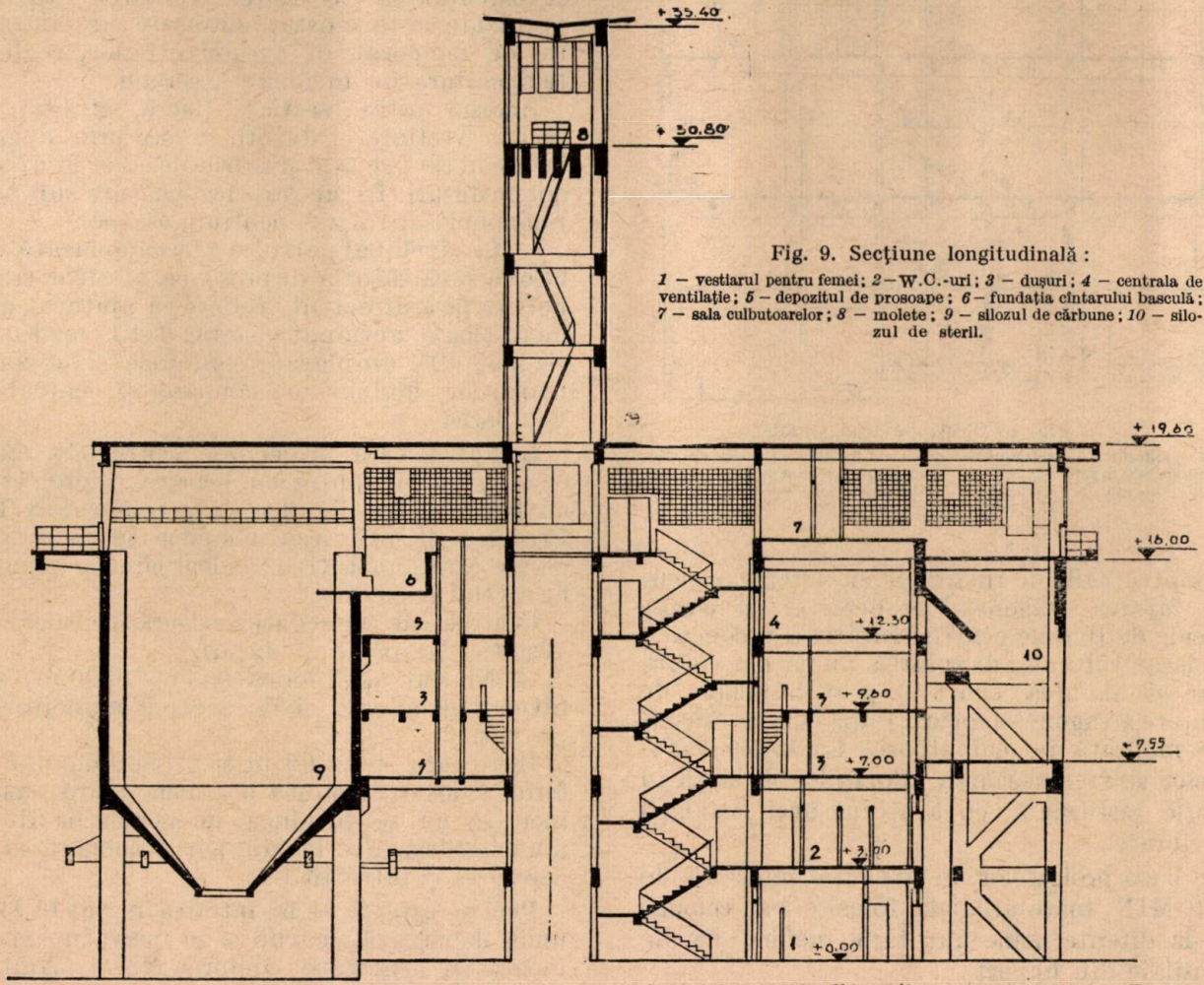


Fig. 9. Secțiune longitudinală:

1 — vestiarul pentru femei; *2* — W.C.-uri; *3* — dușuri; *4* — centrala de ventilație; *5* — depozitul de prosoape; *6* — fundația cîntarului basculă; *7* — sala culbutoarelor; *8* — molete; *9* — silozul de cărbune; *10* — silozul de steril.

...le steril se află sistemul de ac-
... tericonului tip pendular, care
...area și depozitarea sterilului în

...calații tehnologice anexe au fost prevă-
...ot la cota + 16,00 m, două linii de vago-

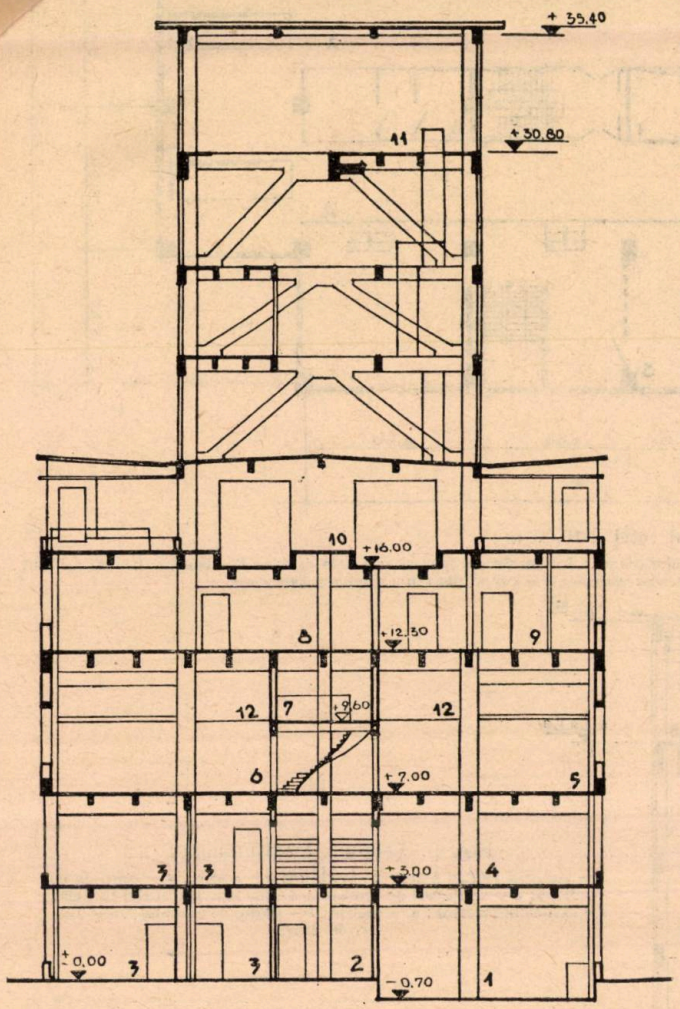


Fig. 10. Secțiune transversală :

1 – sala cazanelor ; 2 – vestiarul pentru femei ; 3 – birouri ; 4 – sala de apel ; 5 – vestiare pentru haine de lucru ; 6 – vestiare pentru haine de stradă ; 7 – dușuri ; 8 – centrala de ventilație ; 9 – lămpărie ; 10 – sala culbutoarelor ; 11 – molete ; 12 – nivel tehnic.

nete între căile de rulare ale culbutoarelor pentru gararea vagonetelor defecte, un cîntar basculă de 10 tone pentru cîntărirea producției, amplasat sub calea de rulare a unuia din culbutoare și înaintea silozului și o instalație de curățare a vagonetelor care, după cum s-a arătat, este montată pe culbutoare. Curățarea vagonetelor se face deasupra silozurilor de steril în poziție răsturnată, cu ajutorul unei instalații de vibrare.

În baza proiectelor de execuție întocmite de IPROMIN, toate utilajele folosite s-au comandat la diferite uzine din țară, nefiind nevoie de utilaje din import.

Funcțiunile social-administrative pe care le cuprinde blocul de extracție sînt redate în cele ce urmează :

— La parter accesul personalului, punctul de sănătate, o parte din birourile sectorului, centrala termică și vestiarele femeilor de la suprafață.

— La primul nivel — restul birourilor sectorului, biroul maiștrilor și sala de apel.

— La nivelul al treilea, pe o înălțime de două nivele, se află vestiarele muncitorilor și dușurile. Vestiarele pentru haine de lucru și cele pentru haine de stradă sînt proiectate cu lanțuri și dimensionate pentru un număr total de 550 muncitori. Dușurile sînt dimensionate pentru schimbul maxim și sînt pe două paliere în înălțimea vestiarelor. Toate conductele de ventilație sînt mascate printr-un tavan dublu în lungul circulației prin vestiare, executat din panouri de material plastic pe rame metalice.

Refularea aerului se face prin partea de jos, în lungul culoarului de circulație, iar absorbția se face lateral sus stînga-dreapta la fiecare compartiment de haine. În felul acesta se asigură aer curat pe toată înălțimea de 2,50 m de la pardoseală și pe toată suprafața vestiarelor. Prin circulația ascensională a aerului se evită și curentul în vestiare. Vestiarele au fost prevăzute cu termostate automate care, în funcție de temperatura aerului exterior, reglează temperatura de încălzire a aerului.

Accesul între vestiare (lucru, stradă), cît și între vestiare și dușuri, se face prin degajamente în care se află și scările de acces la nivelul doi de dușuri. În aceste degajamente sub scări s-au amplasat rafturi pentru prosoape.

— La nivelul al patrulea a fost amplasată spălătoria și călcătoria de prosoape, al căror transport se face direct în vestiare cu ajutorul unui mont-charge acționat electric. Tot la acet nivel se mai află amplasate vestiarele și dușurile maiștrilor, inginerilor, lămpăria și centrala de ventilație.

Lămpăria este proiectată pentru 550 lămpi electrice și 50 lămpi cu benzină și prevăzută cu toate încăperile necesare, conform N.T.S. Predarea și primirea lămpilor se face prin ghișee care dau într-un culoar circular, spațios la nivelul respectiv.

Centrala de ventilație asigură ventilația la vestiare, lămpărie și dușuri.

— Nivelul al cincilea (cota + 16,00 m) este nivelul tehnologic și de acces al muncitorilor pe puț.

Între cota + 16,00 m și nivelul imediat inferior a fost introdusă o a doua scară, astfel încît să nu se producă intersecții în fluxul muncitorilor, care ies din puț și coboară și cei care urcă și intră în puț.

Pentru așteptare la intrarea în puț în locul unde debușează scările s-au prevăzut spații închise și asigurate conform N.T.S. Ambele

scări au fost prevăzute cu iluminat de siguranță.

Fluxul muncitorilor prin bloc se petrece pe verticală în modul următor :

De la nivelul ± 0,00 m urcarea se face direct la cota + 3,00 m, la sala de apel. Aici se face apelul și se formează echipele pentru ziua respectivă. S-a aproximat, la acest nivel, o staționare de 5-10 minute. De aici muncitorii urcă în continuare la cota + 6,00 m la vestiare, unde se dezbracă de hainele de stradă și se îmbracă în haine de lucru. Aceste operații durează 10—12 minute. După aceea, fluxul de circulație continuă pînă la cota + 12,00 m, la lămpărie, unde se staționează încă 2—3 minute. Ultimul acces se face la cota + 16,00 m, de unde se face intrarea în puț. Diferența de nivel de 16 m va fi parcursă la intrarea în puț de circa 17—20 minute. La ieșirea din puț, fluxul se petrece invers, cu staționare mai mare la cota + 6,00 m unde sînt vestiarele (deoarece se stă și la dușuri circa 10—15 minute) și scurtcircuitarea sălii de apel.

Structura de rezistență a blocului este din beton armat monolit pe cadre cu fundații continue.

Suprafața construită a blocului este de 31 × × 20 m, din care silozul de cărbune ocupă o suprafață de 9 × 18 m, iar cel de steril de 10 × 4,5 m. Traveea este de 6,00 m, cu excepția traveii puțului care este de 3,40 m. Cadrele sînt pe trei deschideri (8—4—8 m). Pentru a evita diferența de tasări dintre silozul de cărbune și bloc s-au prevăzut rosturi de tasare.

Comasarea obiectelor principale de producție ca și a celor social-administrative într-un singur bloc, atrag după sine o suprafață de teren redusă pentru amenajarea incintei, ceea ce înseamnă lungimi reduse de drumuri, de căi ferate, de rețele și, în consecință, reducerea cheltuielilor pentru aceste lucrări. Pentru a evidenția mai bine aceste reduceri, dăm mai jos cîteva valori comparative între două proiecte executate în IPROMIN, la fază PE, pentru incinta Berevoiești, dintre care unul cu soluția clasică turn, circuit automotor cu-lbutor, culoar de bandă, stații de funicular și grup social separat, cu transportul sterilului la haldă executat manual pe linii c.f.i., iar celălalt cu bloc de extracție.

În soluția clasică, cu extracție la sol, investiția necesară este de 5 770 000 lei, în soluția cu bloc de extracție de 4 721 000 lei. Apare astfel o economie de investiție de circa un milion lei. În ceea ce privește cheltuielile de exploatare, dintr-un studiu comparativ făcut, rezultă următoarele costuri :

— pentru varianta la sol, inclusiv transportul pe funicular, 7,79 lei/tona de cărbune;

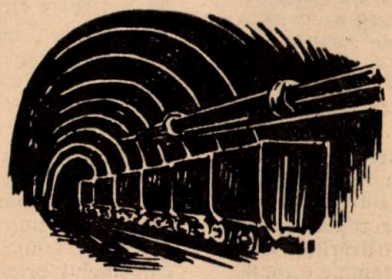
— pentru varianta bloc, inclusiv transportul pe funicular, 6,15 lei/tona de cărbune.

Rezultă deci o economie de 1,64 lei/tona de cărbune.

Pentru evacuarea sterilului, conform calculelor făcute comparativ între varianta înhaldare manuală și varianta cu înhaldare mecanizată (tericon), rezultă o diferență de 0,66 lei/tonă.

Economia totală realizată este de 2,34 lei/tonă.

Ținînd seamă că această economie la cheltuielile de exploatare este repartizată la tot bazinul, cu o producție de 1 080 000 tone pe an, rezultă o economie de peste 2,5 milioane anual.



Probleme ale folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă din U.R.S.S.

Dr. ing. *A. P. BODIU* şi ing. *D. SPRÎNCEANĂ*

Aurul este unul din primele metale pentru extragerea căruia s-au încercat răşinile schimbătoare de ioni. Importanţă practică au însă doar unele încercări făcute în primul deceniu al secolului nostru de către R. Gans, care foloseşte în acest scop zeolitele. Folosirea schimbătorilor de ioni în general şi în industria auriferă în special a luat amploare de abia în ultimii 10—15 ani, legat de faptul că dezvoltarea industriei materialelor plastice a făcut posibilă descoperirea unei game întregi de răşini cu o mare capacitate de adsorbţie. Se poate afirma că pe plan mondial s-a dezvoltat o nouă ramură a chimiei : chimia schimbătorilor de ioni.

În ceea ce priveşte atît chimismul, cît şi cinetica şi termodinamica desfăşurării proceselor de extragere a aurului cu ajutorul schimbărilor de ioni, există încă multe probleme neclare. Aceasta în special în domeniul folosirii anioniţilor, care este mult mai recentă decît folosirea cationiţilor. Lipsa unei argumentări teoretice certe a întîrziat găsirea unor tehnologii adecvate pentru folosirea lor. Cercetările din ultimii ani converg spre concluzia că procesul se desfăşoară în domeniul difuziei şi că este supus legilor electrocinetice.

În industria auriferă, paralel cu folosirea schimbătorilor de ioni sintetici, a început să se dezvolte şi folosirea, în scopuri similare, a cărbunelui activ.

În acest sens importanţă practică deosebită are patentul american 2 588 450 din 11 III. 1952. După acest patent granulele de cărbune activ vin în contact cu soluţia de cianură sau cu tulbureala după leşiere, iar apoi se separă pe site. Pentru extragerea aurului adsorbit se foloseşte, fie o soluţie concentrată de sulfură de sodiu sau hidroxid de sodiu, fie amoniac.

Aplicarea tehnologiei schimbătorilor de ioni în industria auriferă este determinată de doi factori esenţiali :

a — posibilitatea folosirii schimbătorilor de ioni direct în tulbureală ;

b — posibilitatea extragerii cît mai simple a metalelor adsorbite pe schimbătorii de ioni.

În ceea ce priveşte primul factor, acesta este motivat de faptul că una din problemele pe care le ridică hidrometalurgia modernă este problema separării fazei lichide, în care se găseşte dizolvat componentul util, de faza solidă, care constituie sterilul procesului. În cazul desecării produselor fin măcinate, procedeele cunoscute pînă în prezent nu asigură o eficienţă de separare mai mare de 90—92%. Restul de soluţie, care constituie umiditatea remanentă a materialului solid, antrenează însemnate cantităţi de metale a căror recuperare se face pe seama unor complicări ale procesului tehnologic, de tipul fluxului în contracurent cu un întreg şir de trepte de îngroşare, a dublei sau triplei filtrări cu repulpări intermediare etc., şi deci pe seama unei diluări din ce în ce mai mari a leşiilor iniţiale, a unor însemnate pierderi de dizolvant etc. În plus, cercetările din ultimii ani, cu ajutorul izotopilor radioactivi, au arătat că, indiferent de numărul filtrărilor şi de calitatea spălării turtei de filtrat, în aceasta rămîne o cantitate de aur în soluţie, aderat la suprafeţele nedizolvate sau în fisurile capilare ale mineralelor asociate. Folosirea schimbătorilor de ioni direct în tulbureala procesului hidrometalurgic a fost realizată prin :

— folosirea membranelor schimbătoare de ioni ;

— folosirea schimbătorilor de ioni lichizi ;

— folosirea schimbătorilor de ioni de granulaţie mare şi separarea mecanică a acestora ;

— flotarea ulterioară a schimbătorilor de ioni.

Folosirea schimbătorilor de ioni în tulbureală presupune că aceştia au o rezistenţă mecanică corespunzătoare, că este posibilă folosirea lor la o granulaţie mare, că există aparate în care să se poată realiza separarea răşinilor într-un flux mai mult sau mai puţin continuu etc.

În ceea ce priveşte cel de-al doilea factor, adică posibilitatea extragerii cît mai simple a metalelor adsorbite pe schimbătorii de ioni, aceasta este legată de faptul că în faza lichidă a mediului eterogen în care se desfăşoară procesul de cianurare există în afara complecşilor de aur şi argint, o întreagă gamă de anioni simpli şi complecşi, faţă de care aurul este adesea component minor. Nu se cunosc încă schimbători de ioni selectivi pentru aur şi argint în adevăratul înţeles al cuvîntului.

Selectivitatea mai mare sau mai mică a unei răşini oarecare este determinată de bazicitatea, respectiv aciditatea ei. Selectivitatea relativă a anioniţilor slab bazici se datoreşte cineticii de adsorbţie mai moderate, şi deci nu se bazează pe structura specifică a răşinii, ci pe locul pe care anionul $Au(CN)_2^-$ îl ocupă în scara de adsorbţie.

După cum se ştie, scara de adsorbţie a anionilor, după Wells, este următoarea :

$$Au(CN)_2^- > Ag(CN)_2^- > Cu(CN)_2^- > Cu(CN)_3^{2-} > Zn(CN)_4^{2-} >$$

$$> Fe(CN)_6^{4-} > CN^- > OH^-$$

În afara faptului că au o cinetică de adsorbţie mai moderată, anioniţii slab bazici au şi proprietăţi mecanice mai slabe, iar folosirea lor direct în tulbureală nu este încă soluţionată complet.

Extragerea metalelor adsorbite pe anionit se poate face prin trei procedee.

— eluţie selectivă ;
— electroeluţie ;
— distrugerea anionitului.

Prin primele două procedee se realizează regenerarea mai mult sau mai puţin totală a capacităţii de adsorbţie a anionitului respectv ; prin cel de-al treilea — anionitul se distruge după fiecare ciclu.

Eluţia este un proces mult mai complex decît adsorbţia şi se execută numai dacă este absolut necesar, adică dacă preţul anionitului folosit impune regenerarea lui. Se pare că electroeluţia va asigura o regenerare mai simplă şi mai ieftină a schimbătorului de ioni.

În cazul folosirii adsorbţiei pe cărbune activ, problemele ridicate de primul factor sînt, în general, de aceeaşi natură. Desorbţia cărbunelui activ se realizează destul de dificil şi, cu toate că nu este de complexitatea eluţiei, pune suficiente probleme tehnologice, pentru a nu fi preferată distrugerii cărbunelui prin ardere.

Nivelul la care se găsesc diferite ţări în problema folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă este, în consecinţă, determinat de felul în care s-au putut rezolva problemele ridicate de cei doi factori esenţiali amintiţi mai sus.

Un alt aspect al folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă este acela al epurării apelor reziduale de cianuri.

Acesta este un domeniu şi mai nou al folosirii schimbătorilor de ioni. Extinderea procedeului este frînată de necesitatea regenerării anionitului, ceea ce complică foarte mult procesul. Pe plan mondial problema este într-un stadiu mai puţin avansat, aşa că orice rezultate concrete obţinute în ultimul timp în diferitele ţări ale lumii sînt de mare actualitate.

Problema folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă din Uniunea Sovietică se află în fază de cercetare. Construcţia instalaţiei semiindustriale, care va trebui să verifice parametrii obţinuţi în celelalte faze de cercetare, se termină în cursul anului 1965. Această instalaţie a fost proiectată de institutul Ţvetmetproiect din Moscova şi se montează la uzina experimentală Balei.

Lucrările de cercetare din U.R.S.S. au fost făcute, atît pe schimbători de ioni indigeni, cît şi pe unele răşini importate. În cursul anului 1964, industria chimică a Uniunii Sovietice a produs o serie de schimbători de ioni, dintre care cei care au importanţă pentru industria auriferă sînt redaţi în tabela 1.

Tabela 1

Nr. crt.	Denumirea comercială	Caracteristici	Preţ per tonă, ruble
1	AN—1	Anionit slab bazic	643
2	AN—2FN	Idem	1 272
3	AN—18	Idem	968
4	AN—20	Idem	896
5	AN—21	Idem	2 044
6	AN—22	Idem	1 732
7	ED—10P	Idem	3 765
8	AV—16T	Anionit puternic bazic	3 745
9	AV—17	Idem	1 049
10	AV—18	Idem	1 062
11	AM	Idem	650
12	AV—27	Idem	904
13	SBS—1	Idem	1 004
14	SBS—2	Idem	1 004
15	SBS—3	Idem	1 004

Cu un preţ mai scăzut se fabrică unii cationiţi de tipul celor ce rezultă din reziduurile cocsăriilor (KU—21) şi a industriei petroliere. Capacitatea unor asmenea schimbători de ioni variază între 0,9 şi 1,2 mg echivalent/g. Prin sulfonarea secundară a acestora, capacitatea lor poate fi ridicată pînă la dublu.

Cationiţi cu capacitate mai mare pot fi obţinuţi din amestecul cauciucului sintetic cu unele produse petroliere. După unele calcule estimative, aceşti cationiţi vor costa între 40 şi 60 ruble pe tonă.

În Uniunea Sovietică orientarea generală a industriei schimbătorilor de ioni este îndreptată în direcţia reducerii producţiei răşinilor cu capacitate mică şi dezvoltării industriei schimbătorilor de ioni selectivi şi de mare capacitate. O atenţie deosebită se acordă dezvoltării sintezei cationiţilor lichizi, care posedă un şir întreg de proprietăţi deosebit de interesante.

Producţia schimbătorilor de ioni din U.R.S.S. este concentrată pentru cationiţi la Uzina de materiale plastice din Nijnii Taghil, iar pentru anioniţi la Uzina de materiale plastice din Kemerovo. Mai produc schimbători de ioni unităţi ale industriei chimice din Scekino, Lugansk, Voskresensk, Kohtla-Iarva şi Rustavi.

Pînă la sfîrşitul şeptenalului vor intra în producţia schimbătorilor de ioni şi uzinele din Djambul şi Novo Cercask.

O dată cu dezvoltarea producţiei cantitative a unor schimbători de ioni de largă utilizare, Uniunea Sovietică intenţionează să-şi lărgească mult sortimentul acestora în cursul acestui an. Se vor produce în jur de 40 de tipuri de schimbători de ioni. Pînă în anul 1980 se prevede ca numărul de tipuri de schimbători de ioni să ajungă la 80. Va fi organizată producţia de masă a membranelor de tip eterogen (MK—100 şi MA—100), precum şi a celor de tip omogen (MK—100 şi MA—100). De asemenea, se prevede producerea unui şir întreg de ioniţi de utilizare analitică, deosebindu-se între ei prin gradul de umflare, constituţie granulometrică, forma de încărcare etc.

În sortimentul general al schimbătorilor de ioni trebuie luate în consideraţie şi produsele schimbătoare de electroni.

Alături de schimbătorii de ioni sintetici, pentru extragerea aurului şi argintului din leşiile şi tulburelile de la cianurare, se acordă o atenţie deosebită folosirii în acest scop a diferitelor genuri de cărbune activ sau activat.

În general schimbătorii de ioni fabricaţi actualmente în U.R.S.S. au caracteristici tehnice comparabile cu mărcile produse de firmele cu tradiţie din străinătate : Amberlite, Dowex, Permutit şi Duolit (S.U.A.), Resanex şi Zerolit (Anglia), Lewatit (R.F.G.), Wofatit (R.D.G.) etc.

Probleme noi în folosirea schimbătorilor de ioni în industria auriferă din U.R.S.S.

Problema folosirii schimbătorilor de ioni la extragerea aurului şi argintului din leşiile bogate şi tulbureală, ca problemă de cercetare concretă, este de data relativ recentă.

Primele lucrări, cu caracter informativ, au fost începute în perioada 1952—1953. Aceste lucrări erau destinate, în special, perfecţionării unor metode de dozare a aurului şi argintului. În ultimii 6—7 ani, lucrările de cercetare în domeniul folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă au fost concentrate la Institutul TNIGRI.

În lucrarea de faţă se vor prezenta pe de o parte problemele legate de folosirea schimbătorilor de ioni atît la recuperarea produselor de dizolvare ale procesului de cianurare, cît şi la epurarea de cianuri a apelor reziduale, iar pe de altă parte se vor examina şi problemele legate de folosirea cărbunelui activ la recuperarea aurului din leşii.

Încercările în fază pilot au fost făcute în mai multe uzine din U.R.S.S.

Încercarea procesului de adsorbţie la uzina Kommunar

Uzina Kommunar prelucrează un minereu cuarţos-dioritic cu conţinut relativ mic în aur şi aproape lipsit de argint. Conţinutul în cupru şi zinc este de ordinul 10^{-4}, iar greutatea specifică 2,8 g/cm^3.

După sfărîmarea la 20 mm, minereul se macină în mori cu bile (fig. 1) ieşirea morii este trecută printr-o celulă de zeţaj, unde se reţin particulele mai grobe de aur liber. Sterilul celulei de zeţaj se supune clasării într-un clasor spiral, care lucrează în circuit închis cu moara. Revărsarea clasorului este trecută peste mese cu petice. Concentratul meselor se supune amalgamării. În această parte din flux se extrage 45—50 % din aur.

Trecerea de la mese (95 % — 100 och/ţol şi 25 % solid) se îngroaşă în două îngroşătoare şi se supune cianurării. Cianurarea se face în patru agitatoare. Regimul de lucru al procesului : $Ca(CN)_2$ = 0,035 — 0,040 % şi CaO = 0,015 — 0,020 %. În agitatoare se dizolvă 55 % din aurul rămas. Timpul de cianurare este de 32 ore. Tulbureala cianurată este supusă filtrării în două trepte : pe filtre tambur, apoi pe filtre presă.

De subliniat că în cea de-a doua treaptă de filtrare se recuperează circa 20 % din aurul dizolvat. Leşiile filtrate se precipită cu zinc. Leşiile sărace conţin sub 0,02 g/m^3 aur.

Filtrarea în două trepte a fost introdusă ca urmare a constatării că din cauza incompletei spălării a filtratului sau îngroşatului, în acesta rămîne, sub formă dizolvată, o însemnată cantitate de aur (~0,4 g pe tona de solid evacuat). Filtrarea produselor de cianurare este dificilă din cauza conţinutului mare în caolin.

La aceasta se adaugă şi faptul că dizolvarea aurului în cele patru agitatoare se face incomplet. În consecinţă, instalaţia de la uzina Kommunar a oferit condiţii prielnice experimentării procedeului de adsorbţie a aurului din tulbureala cianurată.

În acest sens s-a folosit la uzină o instalaţie compusă din cinci aparate tip Pachuca. Fiecare recipient are înălţimea de 1 m, diametrul interior de 230 mm şi volumul util de 28 litri. Anionitul se amestecă în timpul procesului cu tulbureala, în cantitate determinată. Agitarea tulburelii cu anionitul se face cu aer comprimat, care se introduce prin aerliftul din partea inferioară a aparatului. Trecerea tulburelii dintr-un aparat în altul se face cu ajutorul aerliftului. Aerliftul îndreaptă tulbureala amestecată cu sorbent pe o sită cu ochiuri de 0,5 mm, anionitul rămînînd pe sită şi introducîndu-se în aparat.

Reglarea alimentării cu aer se face cu un ventil. Nu se recomandă agitarea mecanică din cauza distrugerii rapide a anionitului.

Instalația de adsorbție, atît în cazul folosirii cărbunelui activ, cît și în cazul folosirii schimbătorilor de ioni, este aceeași. Schema aparatului folosit este redată în figura 2.

Încercările s-au făcut cu cărbune KAD și AGL. Capacitatea de adsorbție pentru aur a celor două sorturi de cărbune este

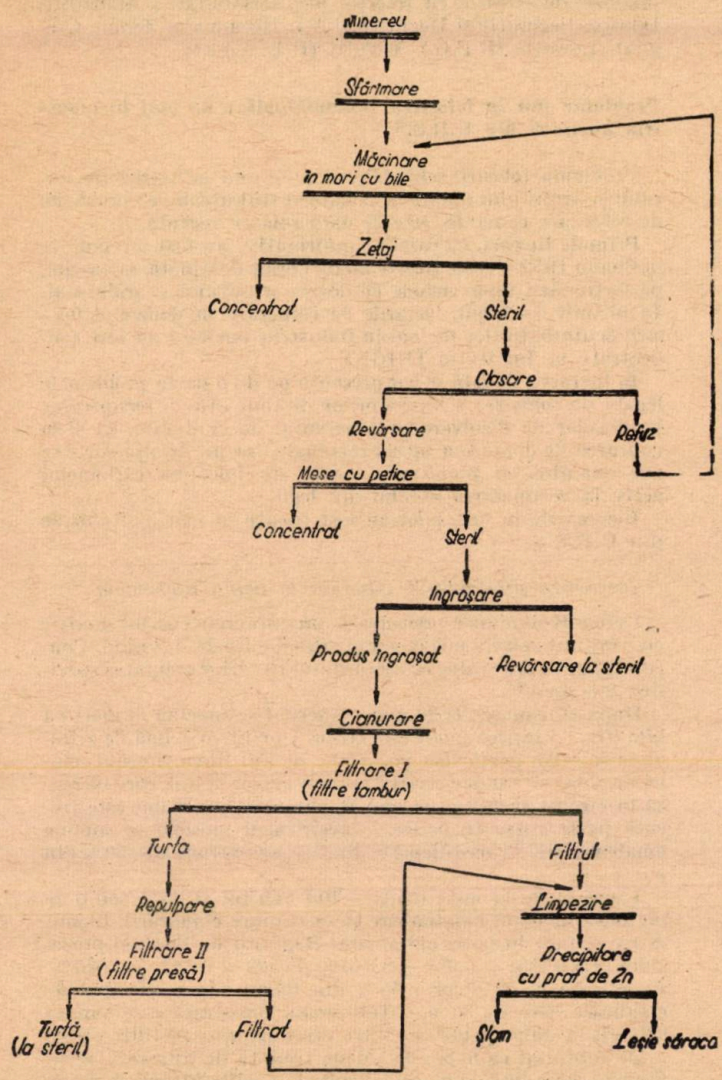


Fig. 1 Schema tehnologică a uzinei de preparare Kommunar.

Extracția în aur, cu folosirea adsorbției pe cărbune la un conținut mediu al originalului de 1,8 g/t, va fi :

$$\frac{1,8 - 0,43}{1,8} \cdot 100 = 76,1\ \%.$$

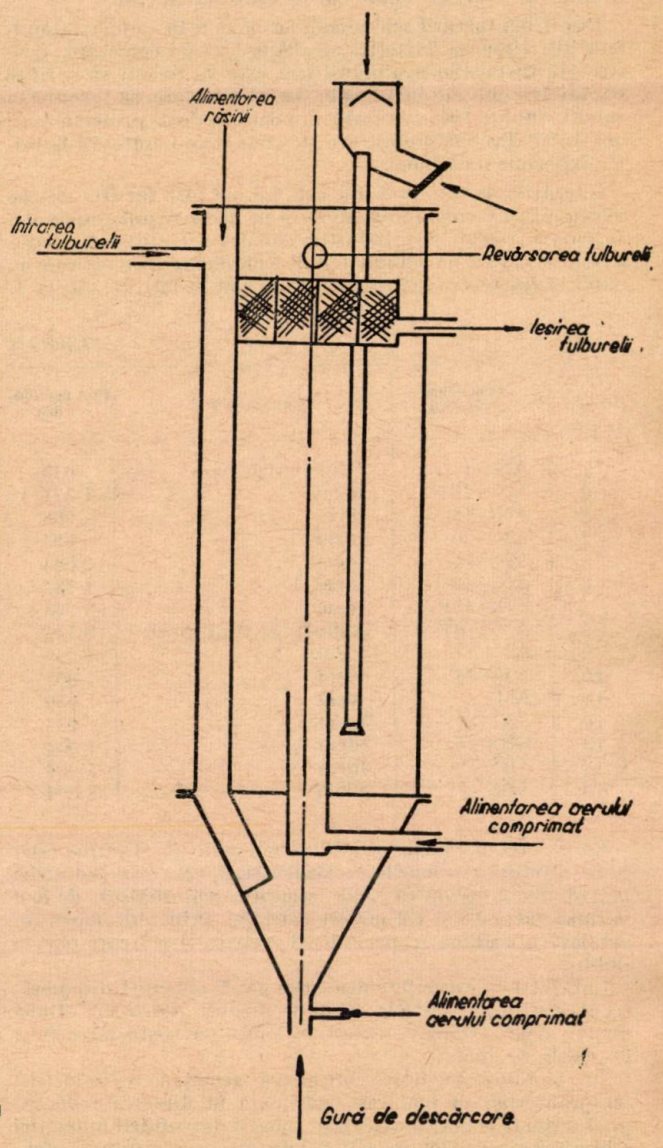


Fig. 2 Aparat Pachuca de adsorbție

apropiată. Primul are o capacitate de 1,50 %, iar al doilea de 1,43 %.

Încercările de adsorbție s-au făcut asup materialului care ieșea din primul agitator. În instalație ave loc, pe de o parte adsorbția aurului din faza lichidă a tulburelii, iar pe de altă parte se asigura continuitatea procesului de dizolvare a aurului din faza solidă a ieșirii primului agitator. Tulbureala care intra în primul aparat de adsorbție conținea 1,1 g/t aur în faza solidă și 0,7 g/m³ aur în faza lichidă.

Prin încercări sistematice s-a stabilit că, atît pentru asigurarea dizolvării, cît și pentru adsorbția aurului dizolvat, sînt necesare 10 etape de o oră sau cinci etape a două ore.

Conținutul de aur în tulbureala sterilă, adică în tulbureala care iese din ultimul aparat, este de 0,43 g aur pe tonă. Pe faze, aurul se repartizează astfel :

— în faza solidă a sterilului 0,40 g pe tona de solid evacuat ;

— în faza lichidă a sterilului 0,01 g pe tona de solid evacuat ;

— în cărbunele pierdut în proces 0,02 g pe tona de solid evacuat.

În aceeași perioadă, extracția în metal realizată prin vechea tehnologie a fost de 73,9 %.

Ca urmare a încercărilor executate la uzina Kommunar, se consideră că în cazul introducerii procesului de adsorbție pe cărbune activ, tehnologia de extragere a aurului va trebui să aibă două etape :

— 8 ore cianurare obișnuită într-un agitator, fără adaos de cărbune ;

— 10 ore proces comun de cianurare și adsorbție a aurului pe cărbune în aparate tip Pachuca.

Concentrația cărbunelui în tulbureală s-a luat de 15 kg/m³. Consumul de cărbune a fost de 9 g pe tona de minereu.

Întrucît după șase refolosiri consecutive cărbunele devine inutilizabil, practic va trebui să se ia în considerație un consum de cărbune mai mare și anume, de circa 50 g pe tona de minereu.

În concluzie, argumentele ce pledează pentru aplicarea procedeului de adsorbţie pe cărbune la uzina Kommunar sînt :

a) scurtarea timpului de cianurare de la 32 ore (în patru agitatoare) la 18 ore (8 ore cianurare prealabilă într-un agitator + 10 ore proces comun cu adsorbţia) ;

b) excluderea următoarelor operaţii :
— două stadii de filtrare ;
— limpezirea leşiei ;
— precipitarea aurului cu zinc ;

c) ridicarea extracţiei în aur cu peste 2%.

Creşterea vitezei de cianurare, cît şi creşterea extracţiei în metal se explică prin faptul că eliminarea permanentă din sistem a produselor de dizolvare creează, în conformitate cu legea maselor, condiţii favorabile deplasării reacţiei spre drepata.

Desorbţia aurului şi argintului de pe cărbunele activ s-a făcut într-un aparat proiectat şi construit de Institutul IONH al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S., cu ajutorul amoniacului. Aparatul constă dintr-un desorber, un distilator şi un colector al soluţiei amoniacale. Principiul de lucru al instalaţiei este următorul :

Cărbunele saturat cu aur (din aparatul Pachuca din capul instalaţiei de adsorbţie) se introduce în desorbent unde se prelucrează cu amoniac lichid deshidratat. Alimentarea desorbentului cu NH_3 se face direct din balon printr-o conductă de oţel. Soluţia amoniacală (conţinînd aur şi argint), obţinută ca rezultat al tratării cărbunelui cu amoniac, ajunge în colectorul de soluţie amoniacală, de unde trece în distilator.

În distilator aurul şi argintul se concentrează, iar amoniacul gazos ajunge din nou în desorbant unde se condensează şi se refoloseşte în ciclul de desorbţie.

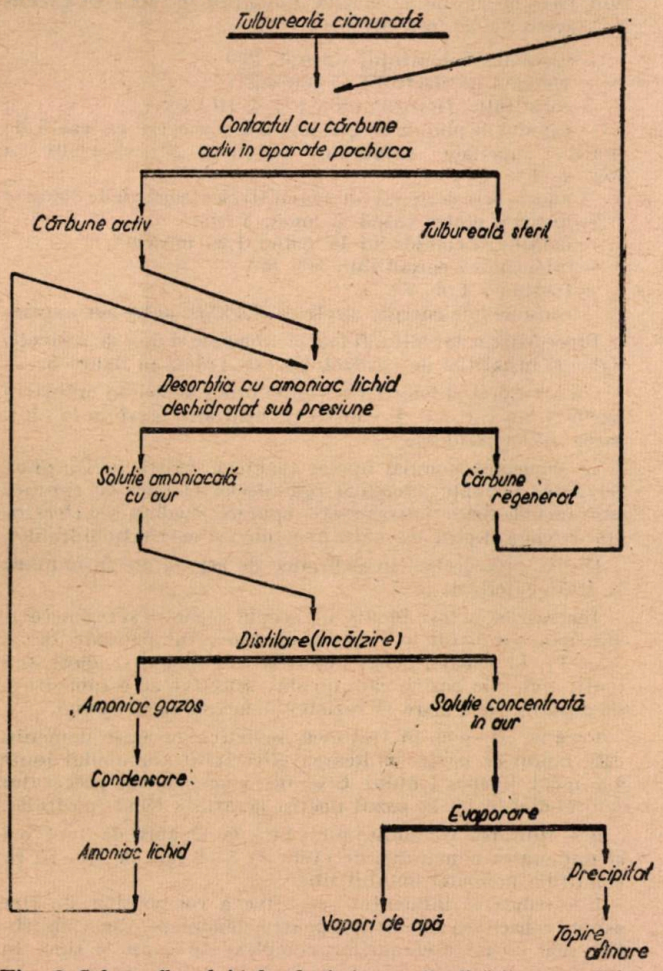


Fig. 3 Schema fluxului tehnologic în cazul aplicării procesului de adsorbţie pe cărbune.

După evaporarea amoniacului soluţia este eliminată din rezervor într-un vas, în care se face apoi evaporarea integrală. Ca rezultat al fenomenului de desorbţie se formează o serie de combinaţii ciano-amoniacale de forma $NH_4Au(CN)_2$.

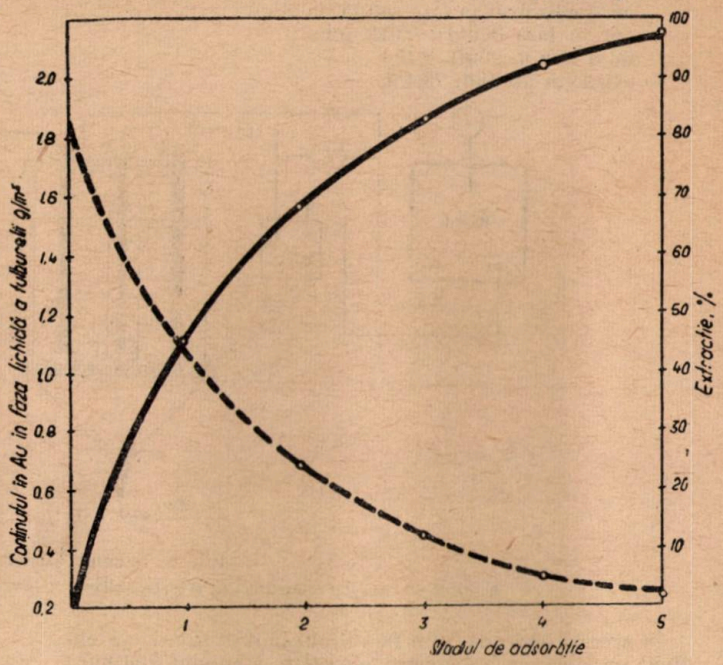


Fig. 4 Variaţia conţinutului în aur şi a extracţiei în funcţie de numărul stadiilor.

Din încercările de eluţie a rezultat că, indiferent de saturarea cu aur a cărbunelui (5,05—7,04 mg/g), în urma spălării de 20 ori a acestuia cu amoniac, în cărbune rămîne peste 0,07 mg/g aur în timp ce argintul se desoarbe practic complet. Mărimea numărului de spălări la 30 a dus la o scădere neînsemnată a conţinutului remanent în aur (doar cu 5×10^{-3} mg/g). Deci extragerea aurului din cărbune, în procesul de desorbţie, ajunge la 97—99% şi este cu atît mai mare cu cît cărbunele se refoloseşte de mai multe ori. Este probabil că la o spălare de mai multe ori a cărbunelui cu NH_3 s-ar putea ajunge la o extracţie relativ completă a aurului, însă din punct de vedere economic acest lucru nu ar fi rentabil.

Analiza precipitatului după evaporare arată că în afară de aur cărbunele mai adsoarbe Ca, Fe, Ni, Zn etc. Trebuie arătat totuşi că la concentraţii ale impurităţilor mai mari ca ale aurului, cărbunele activ adsoarbe selectiv aurul. Schema fluxului tehnologic în cazul aplicării procesului de adsorbţie pe cărbune activ este prezentată în figura 3.

În cazul folosirii ca sorbent a schimbătorilor de ioni, la uzina Kommunar a fost experimentată utilizarea anionitului slab bazic AN—18. Dintr-un şir întreg de încercări care s-au executat la această uzină, prezintă interes doar cele executate cu ieşirea din primul agitator. În aceste condiţii, după cinci ore de flux comun (dizolvare + adsorbţie), ieşirea din ultimul aparat Pachuca a ajuns la 0,4 g aur pe tonă, adică sub nivelul sterilului final al uzinei în cazul vechii tehnologii. După cum se vede din figura 4, dizolvarea aurului încetează deabia în ultimul aparat Pachuca. În consecinţă, pentru asigurarea adsorbţiei complete, numărul etapelor a fost necesar să fie mărit la 7.

Anionitul AN—18, folosit în încercări, a fost încărcat sub forma Cl^-. Granulele de formă sferică au avut dimensiuni cuprinse între —1,6 şi +0,8 mm. Încercările s-au desfăşurat în aceeaşi instalaţie ca în cazul adsorbţiei pe cărbune, în următoarele condiţii :

— concentraţia răşinii în tulbureală, 10 g/l ;
— timpul mediu al unui stadiu, 1 oră ;
— faza lichidă a tulburelii supuse procesului de adsorbţie a conţinut în afară de aur şi argint, 50 mg/l Cu, 20—30 mg/l Zn, 10—15 mg/l Fe, 50—60 mg/l sulfo-cianuri ;
— fineţea materialului a fost de 90—95%—100 och/ţol (70—75% — 200 och/ţol) ;

— pentru îndepărtarea aşchiilor tulbureala se trecea peste o sită de 0,5 mm.

Aurul conţinut în sterilul schimbului ionic a fost repartizat după cum urmează :

— aur nedizolvat în faza solidă, 0,38 g/t ;
— aur în faza lichidă, 0,022 g/m³ ;
— total aur în steril, 0,40 ;
— extracţia aurului, 78,4 %.

— depunerea aurului pe catod sub formă de precipitat ;
— regenerarea anionitului, adică trecerea lui în forma Cl.

Precipitatul de pe catod este destul de bine fixat ; cu toate acestea, pentru a se evita eventualele pierderi, catodul se introduce într-o casetă de masă plastică perforată.

După terminarea procesului, precipitatul de aur se rade de pe catod cu o placă de cauciuc sau cu un curent puternic de apă. Electroeluţia dă posibilitatea regenerării concomitente

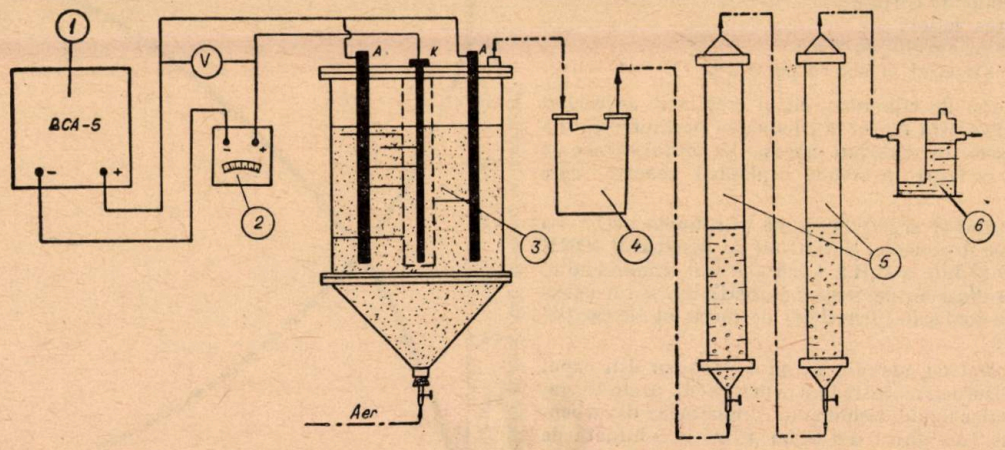


Fig. 5. Schema instalaţiei de electroeluţie :
1 — sursă de curent ; *2* — ampermetru ; *3* — electrolizor ; *4* — vas tampon ; *5* — coloana de adsorbţie ; *6* — vas de control

În aceeaşi perioadă, prin fluxul obişnuit al uzinei, s-a obţinut un steril cu următoarea repartiţie a aurului conţinut :

— aur nedizolvat în faza solidă, 0,42 g/t ;
— aur în faza lichidă, 0,09 g/m³ ;
— total aur în tulbureală, 0,50 g/t ;
— extracţia aurului, 73 %.

Capacitatea anionitului pentru aur, stabilită prin încercări, este de 1,4—1,5 %.

Pentru reducerea pierderii în aurul dizolvat (pînă la 0,01 g/m³ şi mai puţin), precum şi pentru saturarea mai completă a anionitului, este nevoie de mărirea numărului de etape la 7. Timpul general de staţionare a anionitului în procesul de adsorbţie a fost stabilit la 35 zile (848 ore). Cantitatea de răşină pierdută, datorită frecării în contact cu tulbureala, a fost de 1,5 %. Pierderea reală de răşină trebuie considerată ceva mai mare în procesul continuu (circa 1,7—1,9 %).

Ţinînd cont de preţurile încă destul de ridicate la care se fabrică răşinile sovietice, în industria auriferă din Uniunea Sovietică nu se pune — cel puţin în momentul de faţă — problema recuperării aurului adsorbit, prin distrugerea anionitului. De aceea s-au încercat diferite procedee de eluţie :

— eluţia cu solvenţi organici cu adaos de acizi ;
— eluţia cu soluţie apoasă de sulfo-cianură ;
— eluţia cu soluţie acidă a tiocarbamidei.

Fiecare din procedeele enumerate mai sus are avantajele şi dezavantajele sale.

Din punct de vedere economic procedeul cel mai avantajos s-a dovedit a fi cel cu folosirea soluţiei de tiocarbamidă. Eluţia are loc pe calea introducerii tiocarbamidei prin coloana cu răşină, după care aurul din eluatul bogat se extrage cu praf de plumb.

Descrierea tehnologiilor de eluţie chimică este, în general, cunoscută din literatura de specialitate. Ceea ce prezintă interes, constituind o noutate în cazul folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă, este folosirea electroeluţiei. Procesul de electroeluţie se desfăşoară într-o aparatură închisă ermetic.

În electrolizor se introduce anionitul saturat cu aur şi se toarnă electrolitul (soluţie de tiocarbamidă 8 % şi 2 % HCl) în cantitate de 20 cm³ pentru fiecare gram de anionit. Se introduce un catod de plumb (placă) şi doi anozi de grafit (bare). Se leagă la o sursă de curent continuu de tensiune mică (1—1,5 V). Intensitatea optimă a curentului este în limitele a 10—20 A/m². Instalaţia lucrează sub vacuum. În condiţiile date au loc în aparat, următoarele procese :

— eluarea aurului de pe anionit ;

a cianurii adsorbite din tulbureală pe anionit. Acidul cianhidric format în timpul electrolizei, aspirat de instalaţia de vid, trece în coloane cu NaOH. Condiţiile în care s-au executat încercările au fost următoarele :

— greutatea anionitului saturat, 280 g ;
— volumul de electrolit, 5 000 cm³ ;
— constituţia, tiocarbamidă 8 % + HCl 2 % ;
— catodul de plumb de grosime 1 mm acoperit cu pastă de grafit ; suprafaţa catodului introdusă în electrolit a fost de 400 cm² ;
— anozii, bare de grafit (două bucăţi cu diametrul de 8 mm) ;
— distanţa dintre catod şi anod, 5 cm ;
— densitatea curentului la catod 1,25 mA/cm² ;
— intensitatea curentului, 500 mA ;
— tensiunea 1,05 V ;
— consumul de energie electrică, 3,4 kWh pe kg aur extras.

Procedeul s-a dovedit a fi foarte economic şi uşor de realizat. Schema instalaţiei de electroluţie este redată în figura 5.

Un alt aspect al folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă din U.R.S.S. îl constituie utilizarea acestora la epurarea apelor reziduale.

În domeniul epurării apelor reziduale există în Uniunea Sovietică tendinţa înlocuirii procedeelor chimice de epurare prin metode fizice : ultrasunete, epurare anodică, şoc electrostatic (cîmp electric de înaltă tensiune) şi şoc electrohidraulic.

Dintre procedeele fizico-chimice de actualitate se numără şi schimbătorii de ioni.

Încercările au fost făcute cu scopul separării şi regenerării cianurii. S-a folosit în acest scop anionitul puternic bazic AV—17. În general, pentru epurare este bine să se folosească ioniţi puternic bazici, care nu sînt selectivi, au o capacitate de adsorbţie mai mare şi rezistenţă mecanică mai bună.

Ceea ce este nou, în Uniunea Sovietică, în acest domeniu este faptul că pentru ridicarea eficacităţii schimbului ionic s-a făcut legarea ionului CN^- de zinc înaintea procesului schimbului ionic. În cazul nostru aceasta a făcut posibilă :

a — ridicarea volumului ionic faţă de cianură de 3—4 ori şi micşorarea numărului de etape la 5—6 faţă de 12—15 în condiţiile prezenţei ionului liber ;

b — reducerea influenţei negative a complecşilor de fier asupra capacităţii anionitului pentru cianură, pe seama adsorbţiei mai uşoare a cianurilor complexe de cupru şi zinc. În acest fel se micşorează adsorbţia anionilor de $Fe(CN)_6^{4-}$ şi, în consecinţă, se micşorează şi otrăvirea răşinii cu fier.

Tehnologia experimentată a avut următoarele faze :

— adsorbția colectivă a cianurilor complexe pe un anionit puternic bazic, după legarea anticipată a ionului liber de CN^- în cianură complexă ;

— regenerarea anionitului prin eluție selectivă sau electroeluție.

La fel ca în cazul folosirii schimbătorilor de ioni la recuperarea aurului din leșii, se observă și aici influența negativă a prezenței fierului asupra menținerii capacității de adsorbție.

Din punctul de vedere al eficienței procesului, epurarea apelor reziduale cu ajutorul schimbătorilor de ioni este totală. În plus, trebuie amintit că epurarea prin acest procedeu nu se face prin blocarea ionului cianic în alte combinații netoxice sau a descompunerii sale în reacția cu alți reagenți, mai mult sau mai puțin toxici, ci prin extragerea integrală, atît a cianurilor libere, cît și a celor care în anumite condiții ar putea genera cianuri libere.

Concluzii

1. Extinderea tehnologiei schimbătorilor de ioni în industria auriferă este condiționată pe de o parte de găsirea posibilităților tehnice de folosire a acestora direct în tulbureală, iar pe de altă parte de simplificarea modului de regenerare a schimbătorilor de ioni. În Uniunea Sovietică aceste probleme au fost soluționate pe de o parte pirn folosirea unor aparate tip Pachuca de construcție specială, iar pe de altă parte prin utilizarea electroeluției.

2. Experimentarea tehnologiei schimbătorilor de ioni a arătat că folosirea ei la recuperarea aurului din tulbureala cianurată este legată de o serie de avantaje dintre cele mai însemnate sînt :

— reducerea timpului de cianurare ;

— ridicarea extracției totale în metal ;

— valorificarea unor produși secundari de dizolvare și a cianurii ;

— reducerea sau eliminarea unor procese ca : îngroșarea, filtrarea, precipitarea, epurarea etc.

3. Experimentarea tehnologiei schimbătorilor de ioni la epurarea de cianuri din apele reziduale a arătat că aceasta este mai costisitoare decît tehnologiile de largă utilizare. Aceasta pe motivul că cianura neagră (țianplav), folosită în industria auriferă din U.R.S.S., are un preț redus și deci recuperarea cianurii nu compensează cheltuielile de eluție.

4. Tehnologia folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă nu ridică probleme deosebite. Economicitatea procesului este pusă în discuție în momentul în care se pune problema regenerării rășinii. Din punctul de vedere al complexității tehnologice, cît și al necesarului de reagenți, eluția este o parte complicată a fluxului. De aceea, viitorul folosirii schimbătorilor de ioni în industria auriferă este în mod nemijlocit legat de posibilitățile pe care le va avea industria chimică de a produce schimbători de ioni la un preț scăzut, care să justifice distrugerea acestora prin ardere, după saturarea lor cu aurul.

Recenzii

M u r a r, T. Determinarea grosimii zăcămintelor. Editura tehnică, București, 1965.

Creșterea continuă a producției de cărbune și de minereuri prevăzută în Directivele celui de-al IX-lea Congres al P.C.R., presupune o activitate intensă și pe tărîm geologic, în vederea punerii în evidență a noilor zăcăminte de substanțe minerale utile.

În acest scop, sînt în curs și se vor amplifica un mare număr de lucrări de prospecțiuni și explorări, prin sondaje și lucrări miniere.

Toate aceste lucrări trebuie să furnizeze proiectării parametri cît mai reali cu privire la poziția și dimensiunile zăcămintelor. Obținerea unor date nereale poate să compromită investiții importante sau să ducă la abandonarea unor rezerve exploatabile, ca urmare a supraevaluării sau subestimării grosimii unor strate sau corpuri de zăcămînt. Acest lucru se poate întîmpla mai ales prin neluarea în considerație sau prin greșita interpretare a deviației sondelor. Astfel, în cazul cînd sondajele înclină în același sens cu sensul înclinării stratelor, zona parcursă de sondă prin strat crește și poate fi greșit amplificată grosimea stratului, iar dacă deviația sondei este în sens opus, față de sensul căderii zăcămîntului, fenomenul este invers.

Avînd în vedere cele expuse, apariția lucrării *Determinarea grosimii zăcămintelor* de ing. Timotei Murar o considerăm ca deosebit de utilă și oportună, ea trebuind să contribuie la calificarea și specializarea personalului tehnic de pe șantierele de prospecțiuni, explorare și exploatare.

Primul capitol al lucrării tratează cazurile generale de determinare a direcției și înclinării unui zăcămînt interceptat cu lucrări miniere sau sondaje. Un aspect interesant îl prezintă rezolvarea problemei atunci cînd zăcămîntul a fost străbătut cu două sondaje deviate (voit sau accidental).

Capitolul al doilea tratează determinarea grosimii unui zăcămînt în diversele cazuri întîlnite în practică. Pentru început, problema se pune sub aspectul general teoretic : determinarea distanței de la un punct dat la un plan dat, apoi se face aplicarea metodei la cazurile generale ale zăcămintelor interceptate de sondaje deviate.

În ultima parte a capitolului sînt redate cazurile clasice de determinare a grosimii zăcămintelor cu lucrări miniere.

Întreg materialul este însoțit de desene explicative care ușurează înțelegerea relațiilor aplicate. Considerăm însă că desenele ar fi putut fi mai sugestive dacă s-ar fi utilizat hașuri și punctări pentru diferențierea diverselor planuri. În forma actuală, unele din desenele mai încărcate sînt destul de greu de citit.

Ultima parte a lucrării este constituită din tabele, nomograme și abace, menite să ușureze munca de calcul care, de altfel, este foarte laborioasă.

Sînt întocmite următoarele tabele : tabela I care permite citirea directă a grosimii stratelor întîlnite de lucrări miniere orizontale și verticale, fără utilizarea tabelelor de funcții trigonometrice, logaritmi sau mașina de calculat.

Gradul de precizie al tabelelor depășește precizia aparatelor curente de măsurare, autorul avînd în vedere și continua ridicare a preciziei aparatelor puse la dispoziția geologilor și topografilor.

Tabela II permite determinarea unghiului γ' de deviație, proiectat într-un plan perpendicular pe direcția zăcămîntului

Tabela III care dă valoarea lui d' — lungimea zonei de util traversată de sondă, proiectată într-un plan perpendicular pe direcția zăcămîntului.

Elementele extrase din tabelele II și III, introduse în relații simple, dau grosimea zăcămîntului.

Tabelele cînt calculate atît în grade sexagesimale cît și în centesimale, putînd fi utilizate pentru toate tipurile de aparate existente.

În sfîrșit, lucrarea mai conține și niște nomograme și abace care permit obținerea operativă a grosimii stratelor din datele inițiale.

Precizia abacelor este suficientă pentru lucrările de teren.

Atît tabelele cît și nomogramele și abacele sînt însoțite de explicații detaliate cu privire la modul lor de întrebuințare

şi de exemple concrete de calcul care uşurează înţelegerea metodologiei şi constituie un exerciţiu util.

Aşa cum am arătat, lucrarea atacă un domeniu limitat din activitatea geologilor, însă este deosebit de utilă pentru efectuarea corectă şi operativă a calculelor legate de determinarea grosimii zăcămintelor.

Tabelele, nomogramele şi abacele sintetizează o serie de calcule laborioase, punînd la dispoziţia operatorilor mijloace comode de calcul.

Lucrarea se adresează prospectorilor, geologilor şi tehnicienilor din şantierele de explorări şi de la exploatările miniere, precum şi geotehnicienilor, geofizicienilor, inginerilor minieri şi topografilor. De asemenea, poate fi utilizată de studenţii facultăţilor de topografie minieră şi de geologi.

Ing. **V. Iuşan**

Fişman M. A., şi Sobolev D. G. **Practica preparării minereurilor de metale neferoase şi rare.** Metallurgizdat, Moskva, 1963.

Lucrarea autorilor Fişman şi Sobolev a fost editată în patru volume.

Fiecare volum constituie o anumită grupă caracteristică de minereuri :

Vol. I — *Prepararea minereurilor neferoase polimetalice* (cu conţinut de Pb Zn, Cu, S, Au, Ag.)

Vol. II — *Prepararea minereurilor cuprifere.*

Vol. III — *Prepararea minereurilor de nichel şi cobalt.*

Vol. IV — *Prepararea minereurilor de metale rare.*

În total, această lucrare grupează 2 045 pagini, 670 figuri şi 746 tabele.

Lucrarea are, în etapa actuală, o importanţă deosebită prin aceea că sintetizează, în cele patru volume, experienţa preparării minereurilor de metale neferoase şi rare din practica a peste 160 dintre cele mai caracteristice uzine de preparare cunoscute pe plan mondial în acest domeniu.

La fiecare grupă de minereuri, înainte de a trece la prezentarea unor uzine din practica mondială, autorii fac o succintă punere în temă descriind caracteristicile principale ale minereurilor din grupa respectivă şi anume :

— caracteristicile fizice şi chimice ale minereurilor de bază ;

— zăcăminte şi tipuri de minereuri cu exemple din cele mai reprezentative ;

— producţia mondială şi clasificarea pe ţări, în funcţie de capacităţile instalaţiilor de preparare ;

— metodele de preparare utilizate şi cele cu perspectivă de introducere în lumina celor mai noi cuceriri ale ştiinţei şi tehnicii.

O atenţie deosebită este acordată, în fiecare volum, capitolelor privind stadiul actual al flotaţiei. În aceste capitole, care prezintă multă importanţă pentru lucrare, autorii fac o sinteză a unui vast material bibliografic, redînd pe scurt părerile în acest domeniu a celor mai cunoscuţi specialişti.

Dacă în selecţionarea materialelor autorii ar fi adoptat şi o poziţie critică faţă de unele lucrări, considerăm că valoarea acestor capitole ar fi fost şi mai mare.

Prezentarea unor scheme moderne de flotaţie şi preparare, caracteristice pentru fiecare grupă, face de asemenea obiectul unor capitole speciale în toate cele patru volume.

Ca şi în capitolele privind stadiul actual, autorii sintetizează cele mai noi tendinţe în ceea ce priveşte alegerea şi stabilirea schemelor de preparare. Cu această ocazie este scoasă în evidenţă importanţa recuperărilor maxime şi a indicilor economici, care joacă un rol hotărîtor în alegerea schemelor. Aplicarea flotaţiei colective şi eficacitatea ei economică ocupă un mare volum din aceste capitole. Prezintă interes de asemenea schemele folosind flotaţia stadială.

În ceea ce priveşte grupa a III-a şi a IV-a de minereuri, în afară de schemele de flotaţie caracteristice minereurilor de nichel, cobalt (vol. III) şi metale rare (vol. IV), sînt prezentate şi scheme cu aplicarea metodelor gravitaţionale, electrice, electromagnetice, flotogravitaţie, piro şi hidrometalurgice.

Aproximativ 80 % din fiecare volum este consacrat practicii preparării minereurilor neferoase şi a metalelor rare. Această parte a constituit de fapt tema de bază în elaborarea lucrării.

Deosebit de originală, această sinteză a experienţei mondiale în prepararea minereurilor constituie un preţios ajutor pentru cercetătorii proiectanţi, inginerii tehnologici, cadrele de conducere şi chiar pentru studenţi.

Pentru fiecare fabrică din cele peste 160 de exemple citate, autorii prezintă date complete începînd cu tipul de zăcămînt şi poziţia geografică, caracteristicile chimico-mineralogice, schemele tehnologice adaptate, capacitatea, indicii tehnologici obţinuţi, consumuri de reactivi şi materiale.

În unele cazuri speciale autorii prezintă planuri de amplasament şi secţiuni transversale. De asemenea, la fabricile înzestrate cu utilaje moderne se prezintă caracteristicile tehnice şi eficacitatea economică a acestor utilaje. Noutăţile tehnologice sînt subliniate în toate cazurile şi scoase în evidenţă. Sînt însă, puţine cazuri, cînd autorii trag concluzii şi fac aprecieri asupra tendinţelor noi, asupra orientărilor ce se întrevăd în practica preparării minereurilor, eventual pe grupe de minereuri sau pe ţări.

Una din caracteristicile de bază a epocii contemporane în domeniul preparării minereurilor o constituie, aşa cum rezultă din exemplele citate în lucrare, creşterea deosebită a capacităţilor de producţie.

Cele mai multe exemple sînt prezentate din Statele Unite ale Americii, Canada, Australia, R. F. G., Mexic, Italia, Franţa, Suedia, Republica Sud Africană etc.

Există de asemenea exemple şi din ţările de democraţie populară — inclusiv Republica Socialistă România.

Considerăm ca un gol important faptul că lucrării îi lipsesc unele exemple reprezentative din bogata experienţă a U.R.S.S. În afara instalaţiilor de prelucrare a minereurilor cu molibden, în vol. IV mai sînt prezentate uzine de preparare a minereurilor cu wolfram, staniu, titan, zirconiu, tantal, niobiu, beriliu, litiu, pămînturi rare şi uraniu.

În general, toată lucrarea prezintă mult interes pentru cadrele de specialişti, din domeniul preparării minereurilor. Ţinînd cont de indicaţiile date de Directivele Congresului al IX al P. C. R. cu privire la dezvoltarea economiei naţionale în perioada 1966—1970 şi dezvoltarea bazei energetice în perioada 1966—1975, considerăm însă că interes deosebit pentru ţara noastră prezintă volumul II (prepararea minereurilor de cupru) şi volumul IV (prepararea minereurilor de metale rare — inclusiv uraniu).

Din acest punct de vedere recomandăm institutelor şi editurilor cu caracter tehnic să analizeze posibilitatea traducerii sau adaptării cel puţin a unor părţi mai importante din aceste volume, care în felul acesta să poată fi mai uşor accesibile unui cerc larg de specialişti.

Ing. **M. Guran**

DOCUMENTARE

Rusakov, N. G. şi Oniscenko, I. A. **Rezultatele încercărilor proprietăţilor de rezistenţă a rocilor din Donbas, pe eşantioane de formă neregulată.** Ugol, nr. 2, 1965, p. 12—15.

Se amintesc dificultăţile pe care le prezintă metoda determinării proprietăţilor de rezistenţă pe eşantioane de formă regulată, din cauza complicaţiilor care caracterizează lucrările de pregătire a acestor eşantioane.

Se examinează posibilitatea obţinerii coeficienţilor de tărie a rocilor sedimentare prin metoda de strivire a eşantioanelor de formă neregulată.

Se subliniază că această metodă, elaborată de M. M. Protodiakonov şi V. S. Voblikov, a fost discutată şi la congresele internaţionale şi verificată de autori la experimentările Institutului de mine al Academiei de Ştiinţe din Ucraina.

Coeficientul de tărie a rocilor s-a determinat după formula empirică a lui M. M. Protodiakonov:

$$f = \frac{\sum_1^n P}{23\sqrt[3]{n}}\left(\frac{\gamma}{\sum q}\right)^{0,67}$$

în care:

P este sarcina de strivire;
q — greutatea eşantioanelor;
n — numărul eşantioanelor;
γ — greutatea volumetrică.

Încercările făcute la Institutul de mine au confirmat dependenţa principală, obţinută de M. M. Protodiakonov, pentru rocile sedimentare:

$$P \approx Kq^{0,70}$$

unde:

K — coeficientul de proporţionalitate, dedus din diferenţa valorilor extreme — minimum şi maximum — raportate la valoarea lui medie.

Cunoscînd K şi încercările eşantioanelor de formă neregulată se poate calcula, pentru scopuri practice, rezistenţa uniaxială a compresiunii σ_c din ecuaţia:

$$\sigma_c = \frac{P\gamma^{0,67}}{Kq^{0,67}},\ \text{kg/cm}^3.$$

În concluzie se subliniază că:

— încercările efectuate confirmă posibilitatea obţinerii coeficienţilor de tărie prin metoda strivirii eşantioanelor de formă neregulată;

— această metodă, din cauza simplicităţii şi uşurinţei de efectuare, prezentînd totodată şi destulă exactitate, merită să fie introdusă în practică.

Halimov, A. I., Bulatov, V. V. şi Vladimirov, G. G. **Săparea a 2 075 m de lucrări miniere în decurs de o lună cu combina PKG-3 la mina Baidaievskie ukloni.** Ugol. nr. 4, 1965, p. 6—10.

Se expune organizarea lucrărilor de săpare a galeriilor într-un strat de cărbune cu grosimea de 2,3—2,7 m şi înclinarea de 8—10° de la mina Baidaievskie ukloni, cu ajutorul combinei PKG—3. Cărbunele este de tărie mijlocie ($f = 1,28—1,52$) cu tendinţe spre autoaprindere şi periculos din punctul de vedere al prafului.

Stratul are un coperiş fals de 0,5—0,7 m, iar coperişul direct se compune din argilit de tărie mijlocie pînă la 4 m grosime pe cînd coperişul principal este format din gresii de 17—20 m grosime.

Săparea lucrărilor miniere cu secţiunea de circa 4 m² s-a executat într-un complex de lucrări dintr-un sector al minei, după un grafic stabilit pentru patru schimburi de lucru.

Brigada muncii comuniste condusă de N. Rezniţki a obţinut rezultate record, realizînd 2 075 m în 31 zile de lucru.

Ritmul înalt de săpare a fost realizat graţie unei realizări sistematice a muncii bazate pe:

— schema raţională a mişcării combinei, care a asigurat reducerea volumului de lucru la desfăşurarea acţiunii combinei, la lucrările de montaj şi de demontaj;

— rapartizarea corectă şi precisă a sarcinilor pentru fiecare membru al brigăzii;

— cunoaşterea perfectă a maşinilor şi mecanismelor miniere de către membrii brigăzii;

— reparaţii planificate profilactice, executate la timp, a combinei, transportoarelor şi altor mecanisme.

Şiskin, N. F. ş.a. **Domeniul aplicării energiei penumatice la minele de cărbuni.** Ugol, nr. 4, 1965, p. 14—18.

Se analizează stadiul actual al complexului de măsuri şi aparatajul respectiv care asigură folosirea în mine periculoase din punctul de vedere al exploziei de gaze şi de praf al energiei electrice.

Deci domeniul folosirii energiei pneumatice este legat de limitele folosirii energiei electrice în minele amintite în condiţii de perfectă securitate.

De aceea autorii tratează problema pusă sub următoarele aspecte:

— al felurilor de pericol pe care îl prezintă folosirea energiei electrice în mine;

— al orientărilor principale de soluţionare a securităţii folosirii energiei electrice;

— al producţiei contra exploziei de gaz metan cu ajutorul releului-metan.

Într-un tabel se arată cauzele principale care au fost stabilite prin observaţiile institutelor de cercetare MakNII şi VostNII, relativ la avariile produse în reţelele de alimentare cu energie electrică.

S-a determinat timpul de transmitere a exploziei amestecului de metan şi aer, în funcţie de viteza corpului de distrugere a izolaţiei prin acţiunea mecanică în mediul exterior. Acest timp a fost pentru vitezele corpurilor de 5 m/s şi 3 m/s respectiv de 5 ms (milisecunde) şi 7 ms.

Pornind de la aceste premise s-au elaborat diferite metode şi aparate pentru prevenirea transmiterii peste durata stabilită mai sus, prin declanşarea premergătoare a aparatajului electric.

Se examinează şi mărirea nepericuloasă a curentului ce trece prin corpul omului care, în diferite ţări, este diferită: în Franţa — 25 mA, în Anglia — 50 mA, iar în U.R.S.S. — 30mA.

Dintre soluţiile tehnice care permit mărirea securităţii folosirii energiei electrice în mină sînt:

— aparatajul de protecţie cu comutaţie rapidă;
— ecranarea specială a cablurilor;
— metan-traductori;
— protecţie de cuarţ şi de labirint.

Complexul de măsuri indicate va permite realizarea unui sistem sigur şi fără pericol de alimentare cu energie electrică cu declanşarea premergătoare.

Sudoplatov, A. P. şi Piatkin, A. M. **Planificarea în reţea şi prespectivele de aplicare în industria cărbunelui.** Ugol, nr. 4, 1965, p. 26—30.

Se expune în principiu sistemul de planificare în reţea, ilustrînd acest lucru printr-un exemplu de organizare a ciclului de înaintare.

Schema convenţională a ciclului de înaintare prezentată în lucrare permite înţelegerea acestui sistem, bazat pe condiţia că fiecare lucrare (operaţie) nouă să poată fi începută numai în cazul existenţei fenomenului (efectului) premergător.

Se schiţează succesiunea operaţiilor de lucru într-un sistem de planificare în reţea :

1 — determinarea scopului urmărit a întregului complex de lucrări ;

2 — întocmirea listei lucrărilor necesare ;

3 — elaborarea legăturii logice a acestor lucrări (a graficului de reţea prin stabilirea succesiunii corecte a fenomenelor şi a interdependenţei lor) ;

4 — aprecierea termenului de executare a fiecărei lucrări ;

5 — determinarea drumului parcurs ;

6 — analiza reţelei etc.

Ca parametri pentru întocmirea modelelor de reţea pot fi luaţi : timpul, costul, indicii tehnico-economici de îndeplinire a unui complex determinat de lucrări.

Mai departe, se arată cazurile de aplicare a sistemului de planificare în reţea în S.U.A., Anglia, U.R.S.S. etc., în diferite organizaţii tehnico-economice, în întreprinderi de construcţii de metrouri, de reparaţii capitale a puţurilor, la uzinele de preparare, în construirea de mine noi etc.

Prin aplicarea acestei metode s-au obţinut economii de timp pînă la 53 % şi reduceri de cheltuieli pînă la 27 %.

Se recomandă să se facă o propagandă tehnică prin difuzarea în masă a instrucţiunilor relativ la planificarea în reţea în industria cărbunelui, ţinînd cont de experienţa mondială în acest domeniu. Se propune organizarea de seminarii în domeniul planificării în reţea.

Gleizer, M. I. **Calculul rezervelor zăcămintelor în formă de stocuri şi problemele pierderii şi diluţiei minereului.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 16—17.

Se face analiza metodei de calcul al rezervelor zăcămintelor în formă de stocuri, aplicate pînă în prezent şi se fac unele constatări şi propuneri pentru îmbunătăţirea acestei metode.

Se precizează că stocurile sînt zăcăminte de formă neregulată, cu o distribuţie neregulată şi conţinut sărac de metal, avînd intercalaţii frecvente de steril şi în cazul acesta capătă o importanţă mare condiţiile referitoare la grosimea minimă a corpurilor de minereu care îndeplineşte condiţii (M^m_{min}) şi grosimea maximă a intercalaţiilor de steril (M^s_{max}) care se introduc în conturul rezervelor de bilanţ.

Se arată interdependenţa între rezervele de bilanţ a zăcămîntului Kurgaşinsk şi mărimile M^m_{min} şi M^s_{max}, care s-au considerat egale cu 1 m respectiv 2 m pentru întocmirea proiectului de exploatare.

Indicii de pierdere şi diluţie obţinuţi în timpul exploatării zăcămîntului indicat mai sus au fost diferiţi de cei proiectaţi. Aceasta se explică prin faptul că la calculul rezervelor nu s-a ţinut seamă de tehnologia extragerii minereului.

Zinoviev, V. N. ş.a. **Experienţa exploatării zăcămintelor de grosime redusă de la mina Ilici.** Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965, p. 23—26.

Se descrie situaţia hidrogeologică a zăcămîntului de la trustul Dzerdginskruda din bazinul Krivoi Rog şi exploatarea acestui zăcămînt, a cărui grosime variază de la 0,5 m pînă la peste 5 m.

Se arată progresul tehnico-economic realizat la mina Ilici în decursul septenalului, prin raţionalizarea organizatorică a exploatării, concentrarea tehnico-administrativă şi mărirea capacităţii transportului, folosind vagonete de 5 tone capacitate şi locomotive electrice de 14 tone în loc de locomotive de 10 tone.

Se face o expunere sumară a diferitelor metode de exploatare potrivit caracteristicilor geologice a zăcămîntului :

— pentru grosimea de 2,5—4 m, se foloseşte metoda cu prăbuşire, în subetaje şi camere cu stîlpi ;

— pentru sectoarele de înclinare mare, se foloseşte metoda în subetaje cu înălţimea de 10 m, iar între orizonturi de 30—50 m.

Abatajele se atacă din mijlocul blocului, lăsînd între camere pilieri, care pe urmă se recuperează.

Tăierea se face cu explozivi, folosind găuri de împuşcare de 55 şi 85 mm diametru.

Se prezintă indicii tehnico-economici ai diferitelor metode de exploatare, de asemenea se indică ponderea metodelor de exploatare folosite la obţinerea producţiei.

Se subliniază că prin executarea lucrărilor principale în rocile din culcuş s-a obţinut creşterea productivităţii muncii cu 30 %.

Se prezintă eficienţa noilor feluri de susţinere — prin ancorare şi armături metalice.

În concluzie se propune ca zăcămintele de fier de grosime redusă, în condiţiile bazinului Krivoi Rog, de la adîncimea de 300—400, m să se exploateze cu o capacitate de 500 000 t/an ceea ce va permite să se reducă cheltuielile de investiţie şi să se micşoreze numărul muncitorilor de la suprafaţă. De asemenea, se propune mărirea lungimii blocurilor şi înălţimii subetajelor, ceea ce va contribui la creşterea productivităţii muncii. Pe de altă parte, folosirea pe scară mare a noilor feluri de susţinere, care măreşte productivitatea muncii muncitorilor de la susţinere, micşorează preţul de cost al exploatării minereului.

Jovtiuk, G. V. **Direcţiile principale de dezvoltare a preparării cărbunelui în Ucraina.** Ugol Ukrainî, nr. 4, 1965, p. 39—44.

Se expune aspectul general al activităţii uzinelor de preparare a cărbunilor din Ucraina, care se caracterizează printr-o creştere a preparării mecanice cu circa 20 % faţă de anul 1958, iar capacitatea de preparare s-a mărit cu circa 50,5 % faţă de anul 1958.

Se observă că în urma extinderii radicale a metodelor de extragere globală a cărbunilor şi a mecanizării complexe, uzinele de preparare au fost nevoite să-şi mărească capacitatea de preparare, iar unele uzine se prevăd cu capacităţi medii anuale de îmbogăţire a cărbunelui pînă la 4—6 milioane tone de cărbune brut.

Pe de altă parte, se dă o atenţie deosebită dezvoltării flotaţiei şlamurilor, folosind scheme de apă şi şlam perfecţionate, reducînd astfel extracţia şlamului energetic de la 2,7 % (1958) la 1 % (1964).

Se indică direcţiile de dezvoltare a metodelor de preparare pentru perioada 1966—1970, precizîndu-se următoarele metode :

— metoda gravitaţională, pentru cărbuni de granulaţie 0,5—100 mm, extinderea acestei metode pentru granulaţie pînă la 150—200 mm şi folosirea de maşini de setaj automatizate de capacitate mare ;

— metode de îmbogăţire în medii dense, folosind separator de trei produse, tip ST—20 cu regenerarea suspensiei magnetice ;

— folosirea maselor de concentrare pentru o îmbogăţire mai adîncită a claselor de cărbuni mărunţi, în vederea obţinerii conţinutului redus în cenuşă a cărbunilor preparaţi ;

— metoda de flotare a şlamului.

Se atrage atenţia că la flotarea şlamurilor de cărbuni este raţional să se aplice prelucrarea şlamului în două etape, prevăzînd pentru etapa a doua limpezirea şi coagularea.

Pentru obţinerea indicilor tehnico-economici superiori, pe lîngă dezvoltarea nivelului tehnic a preparării, se urmăreşte mărirea productivităţii muncii, care se realizează printr-o mai bună organizare a muncii şi o reglare minuţioasă a maşinilor.

Se dă o deosebită atenţie sectorului de întreţinere şi reparaţie a instalaţiilor de preparare, introducîndu-se grafice pentru efectuarea acestor lucrări pe bază tehnico-ştiinţifică.

Boiko, V. A. şi Gretingher, B. E. **Despre metode de combatere a emanaţiilor de gaze în spaţiul de la frontul de lucru.** Ugol Ukrainî, nr. 4, 1965, p. 50—52.

Se expune metoda de combatere a emanaţiilor de gaz metan din stratele apropiate în spaţiul de cărbune extras şi la frontul de lucru al abatajelor frontale.

Constatîndu-se că la metoda de exploatare progresivă, galeria de aeraj, fiind protejată cu o fişie de rambleu pe direcţia de înaintare a abatajului, serveşte atît pentru aerisirea abatajului cît şi pentru evacuarea metanului din spaţiul extras, se propune, pentru evacuarea metanului din lucrările amintite în condiţii optime, o schemă specială de aeraj. Galeria de

aeraj este legată printr-o serie de canale la 20 m distanţă unul de altul, construite în spaţiul extras pentru a asigura o evacuare a metanului în galeria de aeraj, reducînd concentraţia de metan în partea superioară a abatajului la limitele N. T. S.

În cazul unor concentratii mai mari a metanului în aerul care iese din canalele şi galeriile de aeraj, se recomandă să se prevadă în spaţiul extras şi în galeria de aeraj o reţea de conducte din ţevi perforate în canale şi ţevi întregi în galeria de aeraj, care acţionează aspirînd sub influenţa depresiunii generale a minei.

Se prezintă formula de calcul a debitului necesar pentru diluarea metanului pînă la concentraţia admisă şi pentru determinarea lungimii ţevii.

Horunjii, V. I. **Turnuri de extracţie din prefabricate din beton armat şi prespectivele de folosire în bazinul Krivoi Rog.** Şahtnoie stroitelstov, nr. 4, 1965, p. 5—8.

Se expune progresul realizat în domeniul construcţiei turnurilor de extracţie din prefabricate din beton armat în U. R. S. S., prezentînd schema proiectului turnului de extracţie executat de Krivbasproiekt.

Acest turn de extracţie are secţiunea orizontală de 21 × 21 m, iar înălţimea de 69,5 m.

Se face o analiză a elementelor de construcţie a turnului de extracţie din prefabricate din beton faţă de turnul metalic şi se constată că numărul elementelor la turnul metalic este de 1 564 faţă de 1 012 de la turnul din prefabricate din beton.

Din descrierea procesului tehnologic de construcţie reiese că se pot obţine aceleaşi rezistenţe de sarcini, rezolvîndu-se în mod satisfăcător şi îmbinările între tronsoanele turnului, care prezentau unele dificultăţi.

Totodată se arată că asigurarea rezistenţei necesare (partea centrală) se construieşte în continuarea axială a puţului în condiţii speciale, iar partea exterioară se face din prefabricate prevăzute cu panouri transparente din masă plastică-sticloasă.

Pentru orientare se expune un tabel comparativ al indicilor tehnico-economici ai turnului de extracţie din prefabricate, faţă de turnuri de alte feluri de construcţii.

În concluzie se arată că turnurile din prefabricate din beton armat permit o economie importantă de oţel; prin aplicarea lor se măreşte gradul de industrializare a construcţiilor, de asemenea se uşurează lucrările de executare în timp de iarnă, în comparaţie cu turnurile metalice şi cele din beton armat monolit.

Costul tunurilor din prefabricate nu depăşeşte costul celor metalice.

Se subliniază că pentru o mai raţională rezolvare a acestei probleme este necesară unificarea soluţiilor care se referă la parametrii de volum, înălţarea tronsoanelor etc.

Erşov, N. N. **Construirea puţurilor adînci în Republica Sud Africană.** Şahtnoie stroitelstov, nr. 4, 1965, p. 29.

Se descriu lucrările prevăzute în anul 1964 de firma Cloof General Mining în Republica Sud Africană pentru săparea a două puţuri de 1 981,4 m adîncime.

Se prevede ca puţurile amintite — unul de extracţie cu diametrul de 9,6 m altul de aeraj de 7,32 m — să fie terminate în mai puţin de 2 ani, ritmul de săpare fiind de circa 120 m/lună.

Lucrările de săpare se vor executa cu maşini şi turnuri de extracţie definitive, de la puţul principal de extracţie, folosindu-se pentru săparea puţului de aeraj un sistem de molete de deviere şi ghidare a cablurilor.

Puţul principal va avea cinci maşini de extracţie de tip Bler, din care două montate în turn, iar transportul producţiei, de circa 6 000 t/zi, se va face cu schipuri de 20 t, avînd viteza de extracţie de 15,25 m/s. Pentru transportul persoanelor se prevăd două maşini de extracţie cu colivii cu două şi trei etaje cu o capacitate de transport de 100 persoane într-o singură cursă.

Pentru accelerarea pregătirii cîmpului minier cu o suprafaţă de 4 800 ha, se prevede ca o dată cu săparea puţurilor să se facă simultan lucrările de pregătire din mina vecină de la orizonturile 17, 19 şi 21.

În felul acesta exploatarea minei noi va începe cu doi ani mai devreme.

Deşi temperatura rocilor de la adîncimea de 3 050 m este de 54°C, totuşi nu se prevede aeraj condiţionat, folosindu-se sistemul de aeraj intensiv aspirant, efectuat de două ventilatoare cu capacitatea de 42 460 m³/minut.

Kirova, T. F. **Scurte concluzii cu privire la activitatea uzinelor de preparare din Uralul mijlociu.** Tvetnîie metalli, nr. 4, 1965, p. 5—8.

Se face o apreciere generală pozitivă a activităţii uzinelor de preparare a minereurilor neferoase care prelucrează minereurile polimetalice cu conţinut de Cu, Zn, S, Fe, Ag etc.

Schemele progresive elaborate la Uralmehanobr de flotaţie colectiv-selectivă a minereurilor cupro-zincoase, precum şi schemele care prevăd separarea magnetică a sterilului de la flotaţia cuprului au permis să îmbunătăţească calitatea concentratelor şi complexitatea utilizării minereurilor.

Totodată s-a mărit şi coeficientul de folosire a utilajului de preparare, care variază între limitele 95—95,5%.

Mai departe se analizează pe scurt activitatea a cîtorva uzine de preparare.

1. Uzina de preparare din Uralul mijlociu — prin introducerea schemei de flotaţie colectiv-selective, urmată de măcinarea concenratului cupros grosier, va permite să se mărească recuperarea cuprului cu 7—10%, iar a zincului cu 13—15%.

2. Uzina de preparare din Krasnouralsk, care prelucrează minereuri din zăcămîntul Ucealinsk, foloseşte măcinarea fină şi un timp mai îndelungat pentru flotaţie obţinîndu-se coeficienţi de recuperare pentru Cu de 79%, pentru Zn de 75,8% şi pentru sulf de 84,8%. Se prevede la această uzină dezvoltarea liniei de măcinare şi a flotaţiei, în primul rînd, şi folosirea separaţiei magnetice în al doilea rînd.

3. La uzina de preparare din Kirovograd se încearcă, pentru îmbunătăţirea procesului de preparare a minereurilor umede (5—6%), spălarea înainte de sfărîmare, în felul acesta obţinîndu-se o mai bună granulaţie şi o creştere a gradului de fineţe a măcinării cu consecinţele pozitive tehnico-economice.

4. La uzina de preparare din Turiinsk se va introduce măcinarea concentratului care, potrivit cercetărilor catedrei de preparare de la Sverdlovsk, va duce la îmbunătăţirea concentratului de cupru cu 30%, păstrînd acelaşi coeficient de recuperare.

În concluzie se arată că realizarea măsurilor imediate la uzinele de preparare citate va mări coeficientul de folosire a utilajului cu 5—8%, iar investiţiile se vor recupera în doi ani.

Poliakov, M. M. ş.a. **Despre variaţiile indicilor tehnologiei la îmbogăţirea minereurilor polimetalice.** Tvetnîie metalli, nr. 3, 1965, p. 13—17.

Se analizează procesul de preparare a minereului de la uzina Belousovsk care conţine 4,6% calcopirită, 2,3% galenă, 10% blendă, 17% sulfuri de fier, 65,4% steril în care se află circa 3% oxizi de fier, constatîndu-se că extracţia, de exemplu, a zincului este în funcţie de temperatura tulburelii de flotaţie.

Consumul de xantat în lunile de iarnă la flotarea zincului este mai mare decît vara.

În lunile de iarnă indicii de extracţie a plumbului şi cuprului sînt superiori celor obţinuţi în timpul verii. Se dau rezultatele cercetărilor în legătură cu influenţa anotimpului asupra indicilor de extracţie a metalelor de la uzina Belousovsk. Se deduce că scăderea extracţiei este o consecinţă a creşterii brusce a intensităţii procesului de oxidare din tulbureală în legătură cu ridicarea temperaturii tulburelii în lunile de vară.

Pentru normalizarea procesului este necesar să se reducă concentraţia sărurilor solubile pînă la limita admisă.

În schema de preparare se arată introducerea spălării sărurilor solubile, prevenind astfel scăderile de sezon ale extracţiei de plumb în lunile iunie şi iulie.

Se arată că există şi alte mijloace pentru eliminarea scăderilor de sezon ale extracţiei de cupru şi de plumb, prin trecerea la separarea concentratului cupro-plumbos fără folosirea cianurilor.

Cavanagh, R. L. şi Last A. J. **Folosirea sunetelor şi ultrasunetelor în preparare.** Engineering and Mining Journal, **166**, nr. 5, mai, 1965, p. 98—102.

Autorii studiază posibilitatea folosirii în tehnica preparării substanţelor minerale utile a undelor sonore şi în special a celor cu frecvenţe de peste 20 000 cicluri pe secundă. Dintre domeniile în care aceste unde sonore se pot folosi se citează :

— distrugerea spumei de flotaţie ;
— precipitarea prafului ;
— dispersarea şi reducerea dimensiunii particulelor ;
— accelerarea amestecurilor ;
— emulsionarea şi degazarea lichidelor ;
— accelerarea filtrării.

Ca generatoare se folosesc tipurile cu frecvenţe reglabile de la 10 000 la 1 000 000 cicluri pe secundă, fiecărui domeniu amintit mai sus corespunzîndu-i un anumit tip de generator şi o anumită frecvenţă.

Ashley, E. **Folosirea acţionărilor hidraulice şi a transportorului hidraulic blindat în abataje.** Mining Engineering, **124**, nr. 56, mai, 1965, p. 453—467.

Acţionările hidraulice, care în ultimii zece ani tind să înlocuiască pe cele electrice, se adoptă acolo unde se cere o gamă mai largă de viteze. Faţă de acţionările electrice, cele hidraulice prezintă o greutate şi un gabarit mai redus.

Alegerea unei acţionări hidraulice se face în funcţie de cererea de putere, felul ciclului de lucru, necesitatea controlului poziţiei de mişcare, sincronizarea diferitelor mişcări etc. Pe baza stabilirii acestor parametri se trece la alegerea celui mai potrivit sistem hidraulic : presiune mică sau mare, pompare directă sau prin acumulatoare. Presiunile pînă la 100 ata se recomandă acolo unde necesitatea controlului este precumpănitoare faţă de mărimea forţei care se transmite pe o distanţă scurtă, iar presiunile de la 100 la 300 ata se recomandă pentru cazurile unor puteri şi viteze mari.

Autorul prezintă pompe, motoare hidraulice, transportorul blindat cu acţionare hidraulică, insistînd asupra aspectelor eficienţei, întreţinerii, avantajelor şi dezavantajelor acestor acţionări.

Turski, A. B. **Studiul tăierii hidraulice a rocilor şi cărbunelui.** Colliery Engineering, **42**, nr. 495, mai, 1965, p. 197—201.

Autorul prezintă, în prima parte, cercetările efectuate în laborator folosind în acest scop două tuburi telescopice de 0,9 m lungime şi 56 mm diametru, etanşate cu garnituri din materiale plastice. Între cele două tuburi, prin intermediul unor ventile, se cuplează o pompă hidraulică care poate dezvolta presiuni statice de 400 kgf/cm^2. Prin sistemul de ventile se pot realiza presiuni pulsatorii.

Verificarea în subteran a rezultatelor obţinute în laborator a confirmat eficacitatea noii metode de tăiere, mai ales în cazul rocilor compacte, în timp ce în cazul cărbunilor, datorită structurii fisurate, rezultatele sînt sub nivelul aşteptărilor. Ca exemplu se citează că tăierea antracitului nu s-a putut realiza în bune condiţii nici la presiuni de 400 kgf/cm^2.

* * * **Exploatarea hidraulică a antracitului în S.U.A.** Mining Equipment, **16**, nr. 5, mai, 1965, p. 6—7.

În scopul stabilirii tehnologiei exploatării hidraulice a unui cărbune bituminos, s-au efectuat studii în laborator pe blocuri de cărbune cu greutăţi de 700—3 400 kg. Aceste blocuri s-au încastrat în beton armat, aşa fel încît să reproducă condiţiile din zăcămînt. La o presiune de circa 350 ata s-a putut extrage în întregime cărbunele din beton.

Trecerea la experimentări într-o mină de antracit din Pennsylvania a arătat că la debite de 500 ata şi presiuni de circa 150 l/min se poate realiza tăierea a 0,8 tone antracit/min, cu un consum specific de energie de circa 15 kWh/t

Pasov, P. **Variante moderne de exploatare cu camere în minele metalifere.** Rudodobîv i metallurghia, **20**, nr. 5, mai, 1965, p. 6—9.

Pentru îmbunătăţirea indicatorilor tehnico-economici la exploatarea în camere a zăcămintelor de minereuri, autorul analizează două variante la care mecanizarea încărcării se realizează cu screper sau cu maşină de încărcat.

În viitor se preconizează folosirea maşinilor de încărcat de mare capacitate (150—200 tone/oră) şi a unui utilaj modern de perforare care va permite sporirea înălţimii subetajelor pînă la 15—20 m, fapt care, permiţînd reducerea volumului lucrărilor de pregătire, va spori eficienţa economică a exploatării.

John, P. **Flotaţia în contra-curent.** Aufbereitungs-Technik, **6**, nr. 6, iunie, 1965, p. 322—325.

În scopul înlăturării antrenării particulelor sterile rătăcite în concentrat, la orice flotaţie se recomandă folosirea unui curent de apă clară dirijat împotriva acestor particule. Prin această stropire, particulele reţinute mecanic de bulele de aer, şi nu datorită tensiunii superficiale, sînt împiedicate să treacă în spumă. Procedeul este oarecum analog flotaţiei înverse (flotaţia sterilului).

Flotaţia în contra-curent se realizează într-o cuvă tubulară, verticală, prevăzută cu un preaplin pentru colectarea spumei, şi injecţie de apă clară, coaxială orientată descendentă, alimentarea tulburelii făcîndu-se radial, prin mijlocul coloanei. Alimentarea aerului se face printr-un difuzor poros, în scopul răspîndirii bulelor de aer, iar evacuarea sterilelor se face pe la fundul tubului.

* * * **Un nou proces de preparare a fosfatului.** Engineering and Mining Journal, **166**, nr. 6, iunie, 1965, p. 112—113.

Noul procedeu, denumit USBM, se aplică la tratarea şisturilor fosfatice şi constă din :

— prăjirea în pat fluidizat a minereului brut, timp de 15 minute la 700°C ;
— curăţirea peletelor rezultate prin prăjire, în scopul prevenirii sfărîmării argilei conţinute ;
— clasarea care oferă posibilitatea recuperării unui produs final cu 31—33% P_2O_5 ;
— clasa mai mare de 35 mesh se macină într-o moară cu bare ;
— clasa 35—200 mesh se spală într-un clasor spiral şi asigură obţinerea unui concentrat final.

După îngroşarea şi obţinerea unui şlam, care trece la condiţionare şi flotaţie, se mai obţine un concentrat.

Procedeul permite recuperarea a 91% din fosfat într-un produs cu un conţinut mediu de 30,8 % P_2O_5.

* * * **Instalaţii de concasare şi alimentare pentru cariere.** Mining and Minerals Engineering, **1**, nr. 10, iunie, 1965, p. 381—382.

Pentru clasarea preliminară a calcarului la o carieră, s-a folosit un grătar alimentator vibrant acţionat electromagnetic, avînd o capacitate de 300 tone/oră. Bulgării cu dimensiuni maxime de 900 mm trec pe grătar prin intermediul unei pîlnii în care deversează autobasculantele ce vin din carieră.

Pentru a face faţă şocurilor la care este supus, grătarul este construit foarte robust, dispunînd de bare de 120 cm lungime cu care se realizează, atît materialul sub 75 mm, cît şi transferarea refuzului în concasorul pentru sfărîmarea primară. Pentru această sfărîmare se foloseşte o moară cu ciocane cu capacitate de 200 tone/oră, ce se poate utiliza şi în cazul sfărîmării unui material umed.

Crawford, A. şi Smith, D. **Recoltarea probelor de cărbune.** Journal of the Institution of Fuel, **38**, nr. 293, iunie, 1965, p. 263—273.

Stabilirea calităţii cărbunelui pentru termocentrale se face pe baza unei serii de analize a unor probe reprezentative de cărbune. În acest scop, autorii propun o serie de măsuri

și în special probarea cărbunelui pe tot parcursul, de la mină la termocentrală, cu colectarea probelor pe tot traseul. Se fac recomandări privind numărul de probe ce trebuie colectate de pe benzi, jgheaburi, vagoane, analizele ce trebuie executate precum și modul de interpretare a rezultatelor.

În încheiere se descriu dispozitivele folosite la colectarea probelor și modul în care se pot strecura erori în analize.

* * * **Accidente datorate folosirii spumei rigide utilizate la etanșarea galeriilor.** Mining Equipment, **16**, nr. 6, iunie, 1965, p. 4—5.

În cazul folosirii spumei rigide de poliuretan ca mijloc de etanșare a galeriilor, se impune luarea unor măsuri de precauție în vederea reducerii la minimum a posibilităților de producere a unui foc.

Spuma rigidă se realizează din amestecul a două lichide și anume un izocianat și o rășină poliesterică. Acest amestec se aplică prin pulverizare cu un pistol de construcție specială, direct pe rocă sau cărbune sau pe plase metalice. Amestecul reacționează chimic cu degajare de căldură, gazele formate expandînd poliuretanul pînă la de 30 ori volumul său inițial.

Spuma este un iritant al pielii, fapt care impune purtarea de mănuși. Totodată vaporii de izocianat produși nu trebuie inhalați, fapt care impune acoperirea capului cu o mască izolantă. În scopul prevenirii aprinderii spontane a spumei se recomandă adăugarea în amestec a unui inhibitor de tip tri-beta-cloratil fosfat.

Hamory, V. și Puchner, F. **Experimentări industriale privind construcția digurilor de protecție contra apelor din mină.** Banyaszati Lapok, **98**, nr. 6, iunie, 1965, p. 377—382.

Autorii și-au propus verificarea practică a soluțiilor teoretice privind construcția digurilor de protecție contra apelor din mine. Pe baza rezultatelor obținute în ultimii ani, se analizează dimensionarea și construcția digurilor de protecție contra apelor, verificînd dacă acestea au corespuns scopurilor pentru care au fost construite.

În cadrul acestor recomandări se fac precizări privind etanșarea lucrărilor, calitatea cimentului ca material de injectare pentru impermeabilizare și la alegerea betoanelor de construcție. În ceea ce privește dimensionarea și forma construcțiilor, recomandările se fac numai pe baza rezultatelor practice, deoarece calculul conduce în general la dimensiuni mult mai mici care sînt practic depășite din motive de siguranță și de eficacitate, dat fiind rolul factorului timp în solicitarea acestor construcții.

Pursall, B. P. **Detectarea rapidă a creșterilor spontane de temperatură, folosind analiza prin cromatografie a gazelor.** Mining Engineering, **124**, nr. 57, iunie, 1965, p. 511—526.

Detectarea degajărilor spontane de căldură din mină este deosebit de importantă, nu atît în fazele sale inițiale, cît în ceea ce privește posibilitatea de a genera un foc. În acest sens procesele, care provoacă dezvoltarea spontană de temperatură, studiate în corelație cu structura cărbunelui formează obiectul unor ample cercetări actuale.

Autorul stabilește raportul dintre cantitatea de monoxid de carbon găsit în aerul care părăsește mina și oxigenul consumat, folosind în acest scop cromotografia de gaze. Se știe că apariția unor procese de oxidare, respectiv a căldurii, duc la creșterea raportului CO/O_2, care poate fi considerat ca un mijloc de detectare a creșterii temperaturii, pe baza măsurării cantității de monoxid.

Se descrie aparatajul folosit, metoda de măsurare cu detectorul de ionizație precum și diferite rezultate practice obținute și interpretarea lor.

Szirtes, L. și Vekeny, H. **Rezultate obținute prin umezirea pereților de cărbune din lucrările de pregătire de la o mină.** Banyaszati Lapok, **98**, nr. 6, iunie, 1965, p. 370—375.

Stropirea cu apă a frontului și a pereților galeriilor constitue un mijloc eficace de combatere a prafului. În acest sens un interes deosebit reprezintă rezultatele practice obținute într-o mină din R. P. Ungară, prin folosirea acestui procedeu la lucrările de pregătire la o mină ce prezintă nu numai pericolul prafului de cărbune. ci și al emanațiilor de gaze.

Prin stropirea cu apă a pereților de cărbune, conținutul de praf s-a redus în lucrările de pregătire cu 32—58%, și datorită condițiilor mai bune de lucru, producția a crescut cu 16%. Simultan s-a constatat reducerea conținutului de gaze din cărbune. Se subliniază însă că stropirea cu apă favorizează producerea erupțiilor de gaze din strat.

Crombrugge, O. și Kerremans, J. **Troliu cu acționare hidrostatică pentru un puț orb.** Annales des Mines de Belgique, nr. 6, iunie, 1965, p. 862—921.

Autorii prezintă amănuntele unei acționări hidrostatice la troliul unui puț orb, destinat unui regim intens de funcționare, atît la ridicare cît și la coborîre. Echipamentul hidraulic este realizat din transmisie hidrostatică, conducte principale pompe auxiliare, rezervorul de lichid, dispozitivele și postul de comandă, circuitul principal, circuitele de comandă, circuitul de întoarcere, echipamentul electric, comanda troliului etc. Se fac considerații energetice privind diagrama de extracție, calculul pierderilor, balanța energetică, sarcina efectivă a motorului electric și al pompei și se face compararea cu un motor cu inele. În concluzie se fac unele considerații privind prețul de cost, experiența dobîndită, perfecționări preconizate pentru viitor și bazele unei noi instalații.

Price V. **Vagonete automate cu acumulatoare.** Coal Age, **70**, nr. 6, iunie, 1965, p. 88—94.

În condițiile grele de lucru la transport de la o exploatare carboniferă, caracterizată printr-o vatră moale, existența unor falii frecvente și a unor viituri de apă importante la transportul în abataj pînă la benzile de transport din galeriile principale, s-au adoptat vagonete automotoare acționate cu baterii de acumulatoare.

Vagonetele au înălțimea de 800 mm, lățimea de 2650 mm și lungimea de 4100 mm, cu o capacitate de 5 m^3. Golirea lor se face prin culbutare pe rampe special amenajate.

Se descrie echipamentul stației de încărcare din subteran a bateriilor de acumulatoare.

Gronseth J. R. și Hardie R. R. **Modul de alegere a mașinilor moderne de extracție.** Engineering and Mining Journal, **166**, nr. 6, iunie, 1965, p. 183—191.

În cazul alegerii unui sistem de extracție trebuie efectuat un studiu comparativ asupra diferitelor posibilități de amplasare a acestora, vitezei necesare de extracție pentru o anumită producție și dimensiunii mașinilor în funcție de condițiile de extracție.

Dimensiunea mașinii de extracție crește o dată cu creșterea sarcinii extrase. Autorii au elaborat o diagramă din care rezultă modul în care încărcarea optimă a unui schip poate determina costul de investiții al instalației.

În continuare se prezintă criteriile care stau la baza alegerii unui sistem de extracție cu roată cu fricțiune mono- sau multicablu cu roată de fricțiune sau cu tambur, a sistemelor respective de frînare. Totodată se prezintă tendințele actuale în automatizarea procesului de extracție.

În încheiere se prezintă modul de calcul ce stă la baza alegerii mașinii de extracție optime în funcție de capacitatea de extracție și adîncimea puțului. În ceea ce privește calculul sarcinii, dimensionarea cablului, al mașinii de extracție și al motorului, se arată că extragerea unei sarcini mari cu viteză redusă, deși duce la puteri reduse atrage implicit sporirea diametrului cablului și deci al organului de înfășurare.

INDEX BIBLIOGRAFIC

ARTICOLE DE FOND ŞI EDITORIALE

Almăşan Bujor **Industria minieră în perioada şesenalului şi sarcinile ei de bază în viitorii 5—10 ani**, nr. 7, p. 265—269.

* * * **Ziua Minerului**, nr. 8, p. 313.

Radu, C. **Indicii tehnico-economici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă la lucrările de prospecţiuni şi explorări**, nr. 9, p. 361—363.

Apostol, Gh. şi *Bogdan, N.* **Indicii tehnico-economici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă în unităţile miniere M.M. (Trustul minier Deva)**, nr. 10, p. 401—404.

Popescu Ilie **Indicii tehnico-economici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă în unităţile miniere M.M. (Trustul minier Muntenia)**, nr. 10, p. 404—408.

Toma, Gh. şi *Preda, Al.* **Indicii tehnico-economici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă în unităţile miniere M.M. (Exploatarea minieră Anina)**, nr. 10, p. 408—409.

GEOLOGIE

Fiweg, M. P. **Zăcăminte de potasiu din Uniunea Sovietică (I)**, nr. 1, p. 37—40.

Covaci, St., Hirian C. şi *Popescu, Al.* **Studiul proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor de la mina Cuzap I în vederea stabilirii metodei de dirijare a presiunii rocilor**, nr. 2, p. 49—56.

Rusu, T. şi *Voronea, Al.* **Rezerve suplimentare obţinute prin carotajul geofizic din sondele de explorare forate în bazinul carbonifer Valea Jiului**, nr. 2, p. 67—70.

Fiweg, M. P. **Zăcăminte de potasiu din Uniunea Sovietică**, nr. 2, p. 80—75.

Urdea, I. **Consideraţii asupra metodelor de determinare a densităţii optime pentru lucrările de explorare geologică**, nr. 3, p. 102—105.

Kosareva Tatiana şi *Catană, N.* **Cîteva consideraţii privind geneza minereului de fier de la Lueta**, nr. 3, p. 112—116.

Şerbănescu, I. **Noi date geologico-miniere privind zăcămîntul de antracit Schela**, nr. 3, p. 116—120.

Georgescu, D., Bîra, I. şi *Vais, C.* **Un nou aparat pentru recoltat probe netulburate din nisipuri aevifere**, nr. 3, p. 132—134.

Roşca, V. şi *Ianoş, M.* **Utilizarea teoriei mediilor α în interpretarea unor secţiuni geoelectrice în perimetrele geofizice din regiunea Baia Mare**, nr. 3, p. 135—138.

David, B. **Metode moderne de analiză a materiei prime minerale — analiza spectrală de emisie**, nr. 4, p. 155—160.

Rusu, T. **Consideraţii geologice privind zonele de susţinere facială a stratelor principale cu cărbuni din bazinul carbonifer Valea Jiului**, nr. 5, p. 177—182.

Sagatovici, Al. **Asupra posibilităţii de exploatare a bentonitelor din bazinul Oaşului**, nr. 5, p. 195—198.

Berindei Valeria. **Rezultate obţinute la foraj cu utilizarea aerului drept agent de circulaţie**, nr. 6, p. 221—228.

Niţă Pion, P. **Săvădisla, un nou tip de zăcămînt de fier sedimentar**, nr. 6, p. 244—248.

Mihailovici, N. **Despre corelaţia dintre rezervele de minereu şi metal a zăcămintelor**, nr. 7, p. 286—293.

Radu, C. **Indicii tehnico-econmomici în perioada planului de şase ani şi în planul de perspectivă la lucrările de prospecţiuni şi explorări**, nr. 9, p. 361—363.

Popp, M., Rusu, T. şi *Voronca, Al.* **Orientarea polară a carotelor**, nr. 9, p. 387—389.

Socolescu, M. şi *Catană Victoria.* **Iviri de mineralizaţie în Munţii Făgăraş**, nr. 11, p. 445—447.

Borcoş, M. **Metoda omogenizării fazelor în analiza mineralotermometrică pentru determinarea condiţiilor termodinamice de formare a zăcămintelor hidrotermale**, nr. 11, p. 448—452.

Gurău, A. **Observaţii referitoare la microtectonica zăcămintelor metalifere din şisturile cristaline**, nr. 12, p. 497—501.

TEHNICA MINIERĂ

Sipiceanu, M., Rădulescu, D. şi *Iurăşcu, N.* **Consolidarea şi impermeabilizarea prin injecţii a unor nisipuri şi bolovănişuri aevifere**, nr. 1, p. 1—9.

Panait, D. **Noi variante ale metodei de exploatare cu înmagazinare**, nr. 1. p. 28—32.

Fodor, D. **Stadiul actual al forării termice**, nr. 3, p. 106—112.

Panait, D. **Efectele economice ale reducerii diametrului găurilor de mină**, nr. 3, p. 120—123.

Colop, V. şi *Faur Paraschiva.* **Îmbunătăţiri aduse metodelor de exploatare la stocurile aurifere de la Baia de Arieş**, nr. 4, p. 142—147.

Popescu, Al. **Verificarea pe cale fotoelastică a tensiunilor care apar în susţinerea unui puţ de mină**, nr. 4, p. 161—163.

Gabrian, V. **Cale de reducere a pierderilor în rambleu la exploatarea zăcămintelor de metale neferoase**, nr. 6. p. 248—252.

Niţescu, T. **Experimentarea unei noi variante de pregătire la aplicarea metodei de exploatare cu galerii de suborizont**, nr. 7, p. 296—299.

Tucra, St., Obadă, C., Ghionea, G. şi *Posa, V.* **Săparea tunelului Aluniş**, nr. 8, p. 315—318.

Zămîrcă, P., Amărăscu, R., Mănescu, M., Posa, V. şi *Schmidt, H.* **Consideraţii privind susţinerea cu beton torcretat**, nr. 8, p. 318—327.

Leţu, N. şi *Dijmărescu, I.* **Rezultatul unor încercări în subteran efectuate cu explozivul AM-1**, nr. 8, p. 327—329.

Vereş, I. **Consolidarea unui puţ de extracţie de la E.M. Rodna Veche**, nr. 8, p. 351—354.

Gabrian, V. **Îmbunătăţirea evacuării minereului din abataj — — sursă importantă de creştere a productivităţii muncii**, nr. 9, p. 364—366.

Lubenescu, D. şi *Curpăn, C.* **Ancore din lemn presat pentru susţinerea lucrărilor miniere**, nr. 11, p. 453—457.

MECANIZARE ŞI ELECTRIFICARE

Secară, Gh., Paul, E., Zamfir, V. şi *Florea, A.* **Bazele determinării prin calcule a relaţiei de dependenţă dintre înălţimea de cădere a coliviei şi coeficientul de impact**, nr. 1, p. 32—36.

Mindeli, G. V. şi *Sulea, S.* **Problemele utilizării aparatelor de protecţie în reţeaua electrică minieră cu neutrul legat la pămînt printr-o inductanţă**, nr. 2, p. 61—66.

Marian, I., Iliaş, N. şi *Marian, C.* **Despre stabilirea regimurilor optime de lucru pentru maşinile de tăiat cărbune (haveze, combine, pluguri) în Valea Jiului**, nr. 3, p. 97—101.

Fodor, D. **Stadiul actual al forării termice**, nr. 3, p. 106—112.

Brădeanu, N. **Consideraţii economice asupra alegerii agregatelor din staţiile de compresoare şi a presiunilor de recomprimare**, nr. 4, p. 137—141.

Tepeluş, P. **Metodă generală de calcul a valorii maşinilor de extracţie minieră** (I), nr. 4, p. 147—155.

Popescu, Al. **Verificarea pe cale fotoelastică a tensiunilor care apar în susţinerea unui puţ de mină**, nr. 4, p. 161—163.

Constantinescu, I. **Influenţa stării iniţiale a aerului asupra curbelor caracteristice ale turbocompresoarelor şi corectarea lor**, nr. 5, p. 182—187.

Tepeluş, P. **Metoda generală de calcul a valorii instalaţiilor de extracţie minieră** (II), nr. 5, p. 188—194.

Manea, A. **Metodă grafo-analitică de calcul al curenţilor de scurgere din reţelele electrice miniere în cazul defectului de izolaţie pe una din faze**, nr. 6, p. 228—235.

Darabont, Al. şi *Dulce, Z.* **Măsurarea prin metode electrice a caracteristicilor ciocanelor pneumatice fabricate în ţară**, nr. 6, p. 239—243.

Caloianu, Gh., Marian, I. şi *Iliaş, N.* **Analiza mijloacelor de mecanizare a tăierii cărbunelui folosite pînă în prezent în stratele subţiri din Valea Jiului,** nr. 7, p. 270—279.

Krüger, S. **Determinarea puterii efective minime la instalaţiile de extracţie minieră,** nr. 8, p. 348—439.

Stngiorzan, V. **Factorii care influenţează asupra micşorării rezistenţei la rupere a benzilor de transport şi determinarea coeficientului de siguranţă real,** nr. 9, p. 366—373.

Manea, A. şi *Loy, T.* **Consideraţii privind protecţia împotriva electrocutării prin legarea la pămînt a instalaţiilor electrice,** nr. 9, p. 376—384.

* * * **Procesul de tăiere cu plugul a cărbunilor şi principiile de determinare a formei organului de tăiere,** nr. 9, p. 430.

Constantinescu, I. şi *Darabont, Al.* **Dinamica instalaţiilor de extracţie cu roată motoare (Koepe) cu regim tranzitoriu,** nr. 11, p. 472—474.

Lucas, M. **Maşini miniere cu transmisie hidraulică** (I), nr. 12, p. 502—513.

PREPARARE

Perov, V. A şi *Jude Elvira.* **Măcinarea în morile cu bile cu regim non-cataracting,** nr. 1, p. 9—12.

Grou, I. şi *Tulliu, D.* **Epurarea apelor reziduale din instalaţiile de preparare** (II), nr. 1, p. 23—28.

Hrapunova Ala, Popa, E. şi *Pandelescu, I.* **Reducerea conţinutului de fier din centralele zincoase,** nr. 2, p. 56—60.

Gherasie, I. **Analiza cantitativă a minereurilor hidratate prin metoda deshidratării termice,** nr. 3, p. 138.

Martinov, M. **Incercări în fază industrială pentru găsirea unor spumanţi fabricaţi în ţară înlocuitori ai uleiului de metil greu,** nr. 7, p. 294—296.

Ropceanu, F. **Posibilităţi de valorificare superioară a serpentinelor alterate din regiunea Tişoviţa-Liubotina,** nr. 8, p. 338—341.

Iaru, S. **Probleme noi în proiectarea şi exploatarea iazurilor de decantare din industria minieră,** nr. 8, p. 342—346.

Florescu, N. **O nouă cale de valorificare a magnezitei — fabricarea xilolitului,** nr. 8, p. 352—353.

Bodiu, P. A. **Probleme ale folosirii schimbătorilor de ioni în industria minieră din U.R.S.S.,** nr. 12, p. 526—531.

AUTOMATIZARE

Lungu, I. **Automatizarea deschiderii şi închiderii uşilor de protecţie la săparea puţurilor,** nr. 10, p. 424—427.

AERAJUL MINIER, PROTECŢIA MUNCII ŞI TEHNICA SECURITĂŢII

* * * **Cîteva consideraţii asupra limitei de explozivitate a prafului de cărbune,** nr. 1, p. 40—41.

Matei, I. **Determinarea analitică a cantităţilor de aer care se deplasează în mină sub acţiunea depresiunii termice,** nr. 2, p. 75—77.

Gaube, R. **Erupţie de metan şi steril la săparea unui tunel hidrotehnic,** nr. 7, p. 280—286.

Jugureanu, N. *Băltăreţu, R., Coculescu, Gr., Oprea, N., Iuşan Rozalia* şi *Costingioară, N.* **Raţionalizarea aerajului unei mine de cărbuni de adîncime mare şi cu degajări intense de metan. Efecte economice şi de securitate a muncii,** nr. 8, p. 331—337.

Focşa, I., Tat, S., Tomuş, I. şi *Ileanu, I.* **Contribuţii la mărirea securităţii lucrărilor de împuşcare la reducerea consumurilor specifice prin folosirea noilor tipuri de explozivi,** nr. 9, p. 373—375.

Popescu, F. G., Csillag, A., Szasz, A. şi *Anoaica, I.* **Măsuri de combatere a prafului la minele din bazinul Baia Mare şi eficienţa lor,** nr. 10, p, 409—41 .

Dicu, Al. Timuş, I., Coculescu, Gr. şi *Băltăreţu, R.* **Aerajul salinelor din Republica Socialistă Romînia,** nr. 10, p. 414—420.

Micheş, Gh. şi *Coculescu, Gr.* **Determinarea diametrului optim al conductelor de aeraj parţial,** nr. 10, p. 421—424.

Pătraşcu, M., Bitir, P. şi *Coculescu, M.* **Instalaţie pentru cercetarea în laborator a mijloacelor individuale de protecţie contra prafului silicogen,** nr. 11, p. 468—472.

Matei, I. **Pînze de metan din exploatările subterane şi posibilităţi de combatere a acestora,** nr. 12, p. 514—518.

ECONOMIE ŞI ORGANIZARE MINIERĂ

Luca Marius Al., C. **Cu privire la relaţiile utilizate în industria minieră pentru calculul normelor de muncă,** nr. 1, p. 13—22.

Simionescu, A. şi *Teodorescu, C.* **Dependenţa productivităţii muncii de lungimea de gaură şi timpii specifici în procesul de perforare la lucrările miniere orizontale,** nr. 3, p. 123—128.

Gurău, A. **Unele probleme privind organizarea şi sarcinile fondului geologic,** nr. 3, p. 129—131.

Brădeanu, N. **Consideraţii economice asupra alegerii agregatelor din staţiile de compresoare şi a presiunilor de recomprimare,** nr. 4, p. 137—141.

Bojin, S. şi *Gherea, Gh.* **Calculul eficienţei economice a sortării radiometrice,** nr. 6, p. 235—238.

Mihailovici, N. **Despre corelaţia dintre rezervele de minereu şi metal a zăcămintelor,** nr. 7, p. 286—293.

Luca Marius Al., C. **Consideraţii privind modul de calcul al normelor compuse de muncă în industria minieră,** nr. 11, p. 457—467.

CONSTRUCŢIA MINELOR

Drocan, E. **Bloc de extracţie — o soluţie economică aplicată în bazinul Schitul Goleşti,** nr. 12, p. 518—525.

DIVERSE

Popescu, F. G. **Consfătuire cu inovatorii exploatărilor miniere din cadrul Trustului minier Baia Mare,** nr. 1, p. 42.

* * * **Mecanizarea tăierii în strate înclinate,** nr. 2, p. 79—80.

* * * **Un aparat pentru determinarea concentraţiei prafului din aer folosit la săparea tunelului Mont Blanc,** nr. 2, p. 80—81.

Popescu, N. **O metodă dinamică de încercare a betonului din construcţiile miniere subterane,** nr. 5, p. 199—202.

* * * **Colegiul Ministerului Minelor şi Energiei Electrice cu privire la activitatea publicaţiilor tehnice,** nr. 7, p. 299.

* * * **Tematica Revistei Minelor pe anul 1965,** nr. 7, p. 300.

Mărdărescu, Gh. **Consideraţii asupra stîlpilor metalici din abataj,** nr. 8, p. 346ă—349.

Magyary, A. şi *Pătraşcu, P.* **Desprăfuirea ultrasonică a atmosferei miniere,** nr. 9, p. 385—387.

Popescu, N. **Studiul caracteristicilor elastice ale lemnului de mină printr-o metodă de încercare nedistructivă,** nr. 9, p. 389—392.

* * * **Aspectele mineritului submarin,** nr. 9, p. 392—393.

* * * **Uzina de preparare Teliuc,** nr. 9, p. 393—394.

* * * **Noile norme de tehnica securităţii în industria minieră,** nr. 9, p. 394.

* * * **Realizări social-culturale,** nr. 9, p. 394—395.

* * * **Note tehnico-economice privind elementele rare** (I), nr. 10 , p. 427—429.

Costache, Gh. **Unele metode de creştere a vitezei la forajul cu sondeze în formaţiuni cu pierderi de circulaţie,** nr. 11, p. 474—476.

Ciubucă, G. **Inlocuirea vanelor din fontă şi oţel cu vane din cauciuc,** nr. 11, p. 476—477.

Marin, I., Ilie, M. şi *Sturza, P.* **Evoluţia producţiei de aur pe plan mondial,** nr. 11, p. 477—484 .

Vrînceanu Elena **Manifestări tehnico-ştiinţifice în sectorul minier,** nr. 11, p. 492—493.

MUSZAKI KÖNYV DOKUMENTÁCIÓS OSZTÁLY 1883

INFORMAȚII

Costingioară, N. **Simpozionul cu tema „Protecția respirației în lumina medicinii și a tehnicii”**, nr. 2, p. 78—79.

Tătaru, S. **Realizări și tendințe în ramura extractivă a industriei energetice nucleare** (I), nr. 4, p. 163—166.

Tătaru, S. **Realizări și tendințe în ramura extractivă a industriei energetice nucleare** (II), nr. 5, p. 212—216.

* * * **Expoziția tehnică a Republicii Federale Germane**, nr. 6, p. 260.

* * * **A III-a Sesiune de referate tehnico-științifice a Institutului de cercetări miniere — ICEMIN**, nr. 7, p. 301—305.

* * * **Sesiunea tehnico-științifică a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere — T.P.E.M.**, nr. 7, p. 305—307.

Anton, P. **Probleme de exploatare și mecanizare în cadrul celui de-al IV-lea Congres internațional miniere** (I), nr. 10, p. 431—436.

Anton, P. **Probleme de exploatare și mecanizare în cadrul celui de-al IV-lea Congres minier** (II), nr. 11, p. 485—491.

CRONICI

Damaschin, Gh. **Legislațiile miniere din perioada 1859—1948 și influența lor asupra dezvoltării industriei carbonifere din România** (I), nr. 1, p. 43—46.

Tătaru, S. **Aurul Daciei**, nr. 4, p. 167—170.

Dula, O. **Aspecte de tehnica securității din R. P. Polonă**, nr. 5, p. 202—212.

Ghițulescu, T. **Geologia și mineritul din Dobrogea în discuția sesiunii de referate și comunicări de la Constanța (octombrie 1964)**, nr. 6, p. 254—259.

RECENZII

Zăcămintele metalifere de *Routhier, P.* nr. 1, p. 46—41.

Organizarea și planificarea producției în întreprinderile miniere, de *Nicolae, V.* și *Moraru, Șt.*, nr. 3, p. 139.

Calcologie de *Philipsben, H.*, nr. 3, p. 139—140.

Susținerea și rambleierea lucrărilor miniere de *Rebreanu, P.* și *Duport, Gh.*, nr. 5, p. 217.

Combaterea prafului și silicozei în industria minieră de *Stoces, B.*, și *Jung, H.*, nr. 7, p. 307—308.

Noutăți în pregătirea minereurilor de fier pentru furnal de *Guran, M.* și *Tripșa, I.*, nr. 7, p. 308—309.

Hidrometalurgia cu schimbători de ioni de *Plaksin, N. I.* și *Tătaru, S.* nr. 10, p. 436—437.

Determinarea grosimii zăcămintelor de *Murar, T*, nr, 12, p. 531—532.

Practica preparării minereurilor de metale neferoase și rare de *Fisman, M. A.* și *Sobolev, D. G.*, nr. 12 p. 532.

DOCUMENTARE

Nr. 1, p. 47—48; nr. 2, p. 83—88; nr. 3, p. 140—142; nr. 4, p. 170—175; nr. 5, p. 218—220; nr. 6, p. 261—263; nr. 7, p. 309—311; nr. 8, p. 354—358; nr. 9, p. 395—400; nr. 10, p. 438—444; nr. 11, p. 494—496. nr. 12, p. 533—537.

43 413

I. P. I. — c. 4697

REVISTA MINELOR

ANUL XVI Nr. 12 DECEMBRIE 1965

СОДЕРЖАНИЕ

Гурэу А. *Наблюдения в связи с микротектоникой рудных месторождений в кристаллических сланцах*

Выявляется значение микротектонических исследований при разведке месторождений сульфидных руд в кристаллических сланцах.

Лукас М. *Горные машины с гидравлической передачей (I)*

Дается краткое описание гидравлических суспенсий и других органов передач применяемых в конструкции современных горных машин, отмечаются их преимущества, а также возможностей дальнеишего практического применения.

Матей И. *Метановые скопления и пути борьбы с ними*

Краткое описание условий появления метановых скоплений на угольных шахтах и пути борьбы с ними.

Дрокан Е. *Экономичное решение строительства надшахтного здания принятое в угольном бассейне Скитул-Голешт*

Рассматриваются надшахтные здания с различными функциями, построенные на пяти шахтах бассейна Скитул-Голешт и отмечается наиболее экономичное решение.

Бодиу А. и Спрынчапэ Д. *Задачи использования ионообменных веществ в золотодобывающей промышленности СССР*

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИИ

ЛИТЕРАТУРА

INHALT

Gurău, A. *Bemerkungen bezüglich der Mikrotektonik der Erzlagerstätten in Krystallinen Schiefern*

Im Artikel wird auf die Bedeutung mikrotektonischer Untersuchungen, beim Aufsuchen metallsulfidischer Anreicherungen in phyllitischen Schiefern hingewiesen.

Lucas, M. *Bergwerksmaschinen mit hydraulischem Antrieb (I)*

Es werden die beim Antrieb moderner Bergwerksmaschinen in Anwendung befindlichen hydraulischen Getriebe und Kupplungen beschrieben, diese gleichzeitig in Gruppen eingeteilt und deren Eigenschaften, Vorteile und Anwendungsgebiete dargelegt.

Matei, I. *CH_4-Zonen und Möglichkeiten fürderen Bekämpfung*

Der Verfasser behandelt kurzgefasst und informatorisch das Auftreten der CH_4-Zonen und die Möglichkeiten für deren Bekämpfung.

Drocan, E. *Der Förderblock-eine im Schitul Goleşti-er Kohlenbecken angewandte wirtschaftliche Lösung*

Der Verfasser beschreibt die bei fünf Grubenbetrieben des Schitu Goleşti-er Kohlenbeckens errichteten, komplexen Zechengebäude.

Bodiu, A. und Sprînceană, D. *Probleme der Verwendung von Ionenaustauschern in der Goldindustrie der Sowietunion*

REZENSIONEN

DOCUMENTIERUNG

SACHVERZEICHNIS

SOMMAIRE

Gurău, A. *Remarques concernant la microtectonique des gisements métallifères cantonnés dans les schistes cristallins*

On souligne l'importance des recherches microtectoniques pour l'étude des amas de sulfures métalliques dans des formations cristalophyliennes.

Lucas, M. *Machines minières a transmission hydraulique (I)*

On décrit les engrenages et les accouplements hydrauliques utilisés dans les transmissions des machines minières modernes et on présente une classsification de ces organes, en soulignant leurs propriétés et leurs avantages. On expose ensuite quelques exemples d'application pratique.

Matei, I. *Les nappes de grisou et les moyens de les combattre*

On présente succinctement et à titre informatif l'apparition des nappes de grisou et les possibilités de les combatre.

Drocan. E. *Bloc d'extraction — une solution économique appliquée dans le bassin charbonnier de Schitu-Goleşti*

L'auteur présente les blocs d'extraction à fonctions multiples, appliqués dans le bassin charbonnier de Schitu-Goleşti à cinq carreaux des mines.

Bodiu, A. et Sprînceană, D. *Problèmes concernant l'utilisation des échangeurs d'ions dans l'industrie aurifère de l'U.R.S.S.*

COMPTES – RENDUS

DOCUMENTATION

INDEX BIBLIOGRAPHIQUE

CONTENTS

Gurău, A. *Remarks on the microtectonics of mineral deposits in crystaline schists*

The paper points out the importance of microtectonic research for Korowledge of metallic sulphides in cristalophiliens.

Lucas, M. *Mining machinery with hydraulic transmission (I)*

The paper presents hydraulic gears and couplings used in the modern mining machinery. A classification of such equipment is given, pointing out their properties and advantages. Examples of their useare also given.

Matei, I. *Layers of firedamp and means of their combat*

The paper gives in a concise informative way, the appearance of firedamp layers and means of their combat.

Drocan, E. *Panel working-an economical solution applied in the Schitul-Goleşti basin*

The author presents the extraction panels with multiple functions in the Schitul-Goleşti basin at four mines.

Bodiu, A. and Sprînceană, D. *Problems relating to the use of ion-exchangers in the gold mining industry of U.R.S.S.*

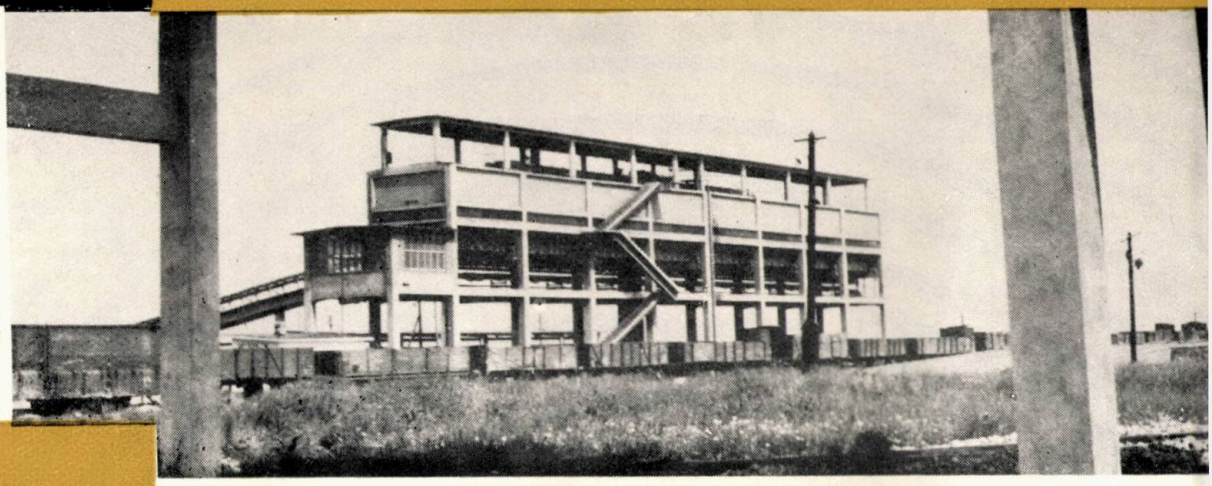
REWIEWS

DOCUMENTATION

BIBLIOGRAFICAL INDEX

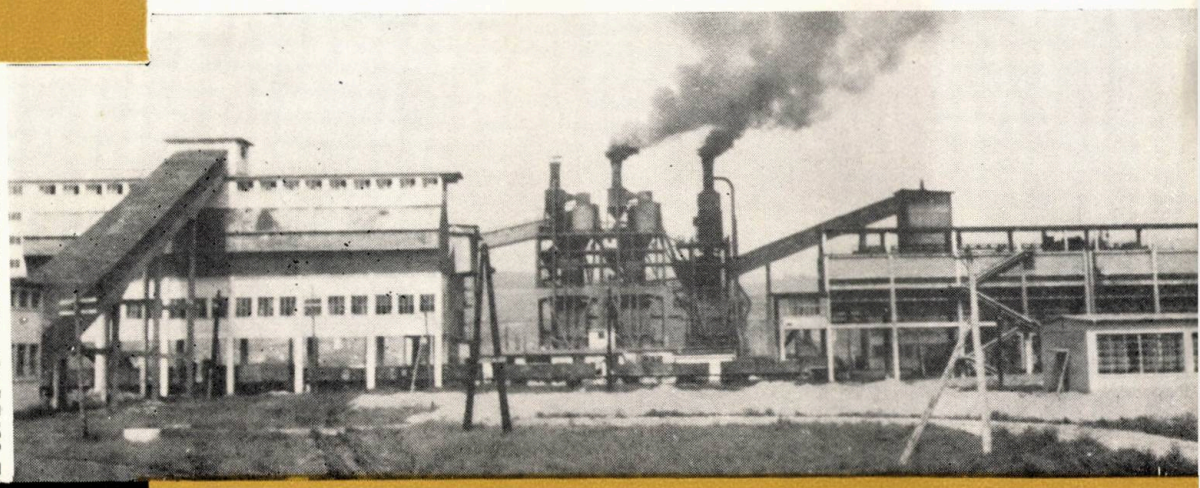
MAGYAR TUDOMÁNYOS AKADÉMIA KÖNYVTÁRA

INTREPRINDEREA



Silozul de brichete

MINIERĂ



Fabrica de brichete

CĂPENI

ÎNTREPRINDEREA MINIERĂ VATRA DORNEI

PRODUCE:

- Concentrate cuproase
- Concentrate de pirită
- Barită bulgări
- Minereuri de mangan

PENTRU EXPORT:

- Barită bulgări
- Minereuri de mangan

Salina PRAID

produce :

1. **Sare comestibilă STAS 1465—58**
   - — sare măruntă (0—2 mm) iodurată sau neiodurată ambalată în saci
   - — sare fină (0,3—1,0 mm) ambalată în pungi de polietilenă
2. **Sare industrială STAS 2906—51**
   - — sare naftalinizată, tip II (0—2 mm) și tip III (0—4 mm) utilizată la conservarea pieilor crude
   - — sare tip III și tip IV pentru export

COMUNA PRAID
RAIONUL SÎNGEORGIUL DE PĂDURE
REGIUNEA AUTONOMĂ MAGHIARĂ

1966 MAR 19

TRUSTUL MINIER ARDEALUL

PRODUCE:

LIGNIT
CĂRBUNE BRUN
ARGILĂ REFRACTARĂ
BAUXITĂ
BITUM NATURAL
ULEIURI POLARE

ORADEA, STR VASILE ALECSANDRI NR. 2